





B. Prov.

I

1622

TRATTATO
DI
CHIMICA.

TIP. NEAVLTI.

607810 SBN

TRATTATO
DI
CHIMICA
APPLICATA ALLE ARTI

DEL SIGNOR
DUMAS.

VOLUME QUARTO.



MILANO
VEDOVA DI A. F. STELLA E GIACOMO FIGLIO
M.D.CCC.XXXVIII.

018503

12





TRATTATO DI CHIMICA

APPLICATA ALLE ARTI.

LIBRO VII.

2394. Dopo di aver fatte conoscere le proprietà le più essenziali dei metalli e delle loro combinazioni, ci occuperemo di esporre i metodi in uso pel trattamento dei minerali che forniscono i metalli adoperati nelle arti; questo libro è dunque destinato alla *metallurgia* propriamente detta.

Daremo al principio un'idea generale dei metodi e degli apparati in uso nei lavori metallurgici. Abbiamo di già fatti conoscere i processi degli assaggi dei minerali, e quindi, date queste nozioni generali, descriveremo successivamente i metodi di estrazione convenienti per ciascun metallo in particolare.

Tutti i prodotti metallici che si preparano in grande, ci parvero meglio collocati in questo libro che nel precedente. Laonde nel trattare del ferro, descriveremo la fabbricazione della latta; in questo libro troveremo descritta la fabbricazione del bronzo, dell'ottone ed in generale delle leghe che si fabbricano in grande. Questo piano ha il doppio vantaggio di riunire i processi spesso usati simultaneamente nella stessa officina, e che si rassomigliano molto tra loro in quanto ai metodi su cui riposano.

2395. A fine di evitare le citazioni, e per rendere ciò non ostante facili le ricerche, si indicano qui i titoli delle opere generali di metallurgia, che il lettore potrà al bisogno consultare.

De re metallica, di Agricola.

Traité de la fonte des mines, di Gensanne.

De la fonte des mines, di Schlutter.

Voyages métallurgiques, di Jars.

De la richesse minérale, di Héron de Villefosse.

Voyage métallurgique en Angleterre, dei signori Dufrénoy ed Elia de Beaumont.

Journal des mines, 38 vol. in-8, dall'anno III al 1816.

Annales des mines, serie I, 13 vol. in-8, dal 1817 al 1826.

Annales des mines, serie II, 8 vol. in-8, dal 1827 al 1830.

Annales des mines, serie III, 3 vol. in-8, dal 1832 al 1833. L'opera è in corso.

Questa raccolta, vero modello di redazione, pubblicata per cura del consiglio delle miniere, è talmente necessaria pel metallurgo, che si è cercato di render facile il suo uso citandola di preferenza anche quando si tratta di articoli tolti da altre opere dai suoi redattori.

CAPITOLO PRIMO.

NOZIONI DI METALLURGIA.

Traité sur la préparation des minerais de plomb, comprenant les procédés employés au Harz pour cet objet, del signor Héron de Villefosse. *Journal des mines*, t. XVII, p. 81 et 165.

Expériences sur la fusibilité de divers mélanges de substances minérales simples, que l'on emploie le plus ordinairement en métallurgie, del signor Lampadius. *Journal des mines*, t. XVIII, p. 171.

Des soufflets cylindriques anglais avec quelques projets sur l'amélioration de ces machines, del signor Baader. *Journal des mines*, t. XXV, p. 81 e 171.

Sur les mesures à observer dans la disposition des foyers de forges, et sur les instrumens qui servent aux ouvriers pour la détermination de ces mesures, del signor Gallois. *Journal des mines*, t. XXIV, p. 105.

Notice sur une machine soufflante hydraulique, del signor Baader. *Journal des mines*, t. XXIX, p. 151.

Sur plusieurs moyens imaginés pour employer la flamme perdue des hauts fourneaux, des foyers, de forges, etc., del signor Berthier. *Journal des mines*, t. XXXVII, p. 375.

Résultats principaux de la préparation mécanique de

la galène, à Pezay, del signor Berthier. *Ann. des mines*, serie 1, t. III, p. 517.

Notice sur plusieurs soufflets en cuir, à vent continu, del signor Madelaine. *Ann. des mines*, serie 1, t. IV, p. 271.

Description d'un fourneau de grillage, pour le minerai de fer, employé au Creuzot et à Vienne, dei signori Lamé et Thirria. *Ann. des mines*, serie 1, t. V, p. 333.

Notice sur une nouvelle machine soufflante, del signor Clapeyron. *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, p. 3.

Sur la préparation et le traitement des minerais dans le Harz, del signor Lamé et Clapeyron. *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, p. 23.

Expériences faites sur les trompes des forges de Vic-Dessos, dei signori Thibaud et Tardy. *Ann. des mines*, serie 1, t. VIII, p. 595.

Préparation mécanique des minerais d'étain d'Altenberg, del signor Manès. *Ann. des mines*, serie 1, t. VIII, p. 548 et 879.

Sur la préparation mécanique et sur le traitement métallurgique du minerai d'étain, en Saxe, del signor Manès. *Ann. des mines*, serie 1, t. IX, p. 281, 463 et 625.

Mémoire sur la préparation mécanique, et le traitement métallurgique du minerai de plomb argentifère de Vialas et Villefort, del signor Levallois. *Ann. des mines*, serie 1, t. IX, p. 717 et 757.

Sur l'emploi de la flamme qui sort du gueulard des fourneaux à manche, pour la cuisson de la pierre à chaux et de la brique, del signor Karsten. *Ann. des mines*, serie 1, t. II, p. 75.

Description des procédés suivis à Chessy, pour la préparation mécanique des minerais, del signor Thibaud. *Ann. des mines*, serie 2, t. II, p. 73.

Expériences faites sur la trompe du ventilateur des mines de Rancié, suivies de quelques observations sur les trompes en général, del signor d'Aubuisson. *Ann. des mines*, serie 2, t. IV, p. 211.

Observations sur les machines soufflantes à piston, des usines à fer, dans le sud-ouest de la France. *Ann. des mines*, serie 2, t. XI, p. 161, del signor d'Aubuisson.

Préparation mécanique des minerais de plomb, à Bockstein del signor Karsten. *Ann. des mines*, serie 2, t. IV, p. 465.

Appareil ventilateur pour la séparation des minerais de leurs gangues, del signor Grandbesançon. *Ann. des mines*, serie 2, t. IV, p. 297.

Mémoire sur la préparation mécanique du minerai de plomb d'Huelgoët, et sur les moyens employés pour en séparer la blende, del signor Nailly. Ann. des mines, serie 2, t. VII, p. 423.

Sur le gisement, l'exploitation, et la préparation mécanique des minerais, en Angleterre, dei signori Coste et Perdonnet. Ann. des mines, serie 2, t. VII, p. 3.

Description d'un procédé pour l'épuration des eaux souillées par le lavage des minerais, del signor Parrot. Ann. des mines, serie 2, t. VIII, p. 33.

Description d'un fourneau de grillage à sole tournante, del signor Brunton. Ann. des mines, serie 3, t. II, p. 93.

2396. L'industria mette in uso un certo numero di metalli, cioè: l'antimonio, l'argento, l'arsenico, il bismuto, il cobalto, il rame, lo stagno, il ferro, il mercurio, il nickel, l'oro, il platino, il piombo e lo zinco. Tutti questi metalli si estraggono dai minerali fornitici dalla natura; ma la composizione variata di questi minerali, le proprietà non meno variate di questi metalli, e finalmente il valore stesso dei metalli, sono altrettante cause che rendono i processi di estrazione assai diversi gli uni dagli altri.

Ora il metallo trovasi in natura libero da ogni combinazione; ed in questo caso si può separarlo dalle sostanze che lo contengono, con processi puramente meccanici. Tale è il caso dell'oro.

Ora il metallo si trova combinato con sostanze che sono più o meno facili a separarsi con reazioni chimiche. L'operazione si divide quasi sempre allora in due parti. Col sussidio dei processi meccanici, si concentra più che si può il minerale, e si separano qualche volta intieramente le sostanze straniere che lo deturpano. Si tratta in seguito questo minerale depurato, con processi chimici che hanno per iscopo di isolare il metallo. Gli agenti chimici di cui si può disporre a questo effetto, sono tanto più numerosi quanto maggiore è il valore del metallo. Pei metalli comuni l'aria, il carbone, la calce, la silice, l'argilla, il ferro, sono gli agenti i più adoperati; pei metalli preziosi si possono far intervenire molti altri agenti.

2397. La riduzione dei minerali semplici può quasi sempre effettuarsi con metodi del pari semplici. Il trattamento ha luogo allora con una sola operazione, astrazione fatta dalle manipolazioni preliminari, che si riferi-

scono tutte a questa operazione principale; ma, quando il minerale contiene ad un tempo diversi metalli utili, il trattamento diviene complicato. Questi metalli danno origine a combinazioni diverse, che bisogna trattare di nuovo per applicarvi nuovi metodi di riduzione. Il metallurgista cerca allora di separare i composti che egli tratta, per ridurre ogni metallo a far parte di una specie di minerale artificiale, più semplice del primo. Tutta la sua arte consiste nel far nascere in tal modo delle combinazioni di una facile riduzione.

Si vede quindi come in mezzo a circostanze così diverse sia difficile di elevarsi a considerazioni chimiche generali, sui metodi di riduzione in uso pei diversi minerali. La cosa è diversa quando si osserva la parte meccanica della metallurgia. Gli stessi processi ricompaiono in un grande numero di trattamenti di minerali, poichè si ha sempre per oggetto di separare dei minerali densi od in grossi frammenti, dalle sostanze terrose più fine e più leggeri. In pari modo se si vuole studiare la disposizione dei forni adoperati in queste diverse officine, è facile di classificarli dietro la natura delle loro funzioni, che consistono in generale, nell'ossidare, nel ridurre, nel fondere o nel volatilizzare o tutto il minerale, o certi elementi di esso.

2398. Le considerazioni generali sulla metallurgia possono dunque circoscriversi nelle quattro seguenti sezioni:

1.° La preparazione meccanica dei minerali.

2.° La disposizione generale dei forni, a corrente d'aria naturale.

3.° La disposizione delle macchine soffianti.

4.° Quella dei forni a vento forzato.

Noi esporremo i precetti che si riferiscono a ciascuna di esse.

Preparazione meccanica de' minerali.

2399. I processi meccanici in uso per la depurazione dei minerali, hanno grande influenza in qualche industria metallurgica, e sono al contrario considerati come secondari affatto in alcune altre. Nel trattamento dello stagno, per esempio, si fa uso di processi meccanici molto perfezionati. Nel trattamento del ferro questi processi sono considerati come poco importanti, perchè il valore del minerale è limitatissimo, e quindi non si cerca di evitare le più piccole perdite.

I processi meccanici hanno sempre per oggetto di dividere il minerale, e di isolarlo, separando le sostanze terrose a cui trovasi unito, e che portano generalmente il nome di matrici.

La divisione del minerale si ottiene col romperlo col martello: col pilarlo, polverizzamento che si eseguisce con pesanti piloni; con un polverizzamento eseguito entro cilindri scanalati; finalmente, colla macinazione, operazione simile a quella che produce la farina ordinaria.

La separazione delle matrici si effettua con processi che variano collo stato di divisione del minerale. Dopo la frantumazione col martello si scelgono a mano i frammenti sterili, i frammenti poveri ed i frammenti ricchi. Questa separazione non può più eseguirsi coi minerali pilati; ma stemperandoli nell'acqua, e lasciando deporre le materie contenute nell'acqua, le più pesanti si depongono per le prime, e si vede che la separazione può effettuarsi con questo mezzo. Quando il minerale è ridotto in polvere ancora più fina le lavature divengono più difficili; ma il loro risultamento riesce anche più perfetto quando siano bene eseguite.

Si può separare la matrice anche col mezzo di una conveniente ventilazione. Basta di far cadere il minerale in polvere in una corrente d'aria: la polvere trasportata dall'aria si divide in grani diversi per la grossezza o per la densità, i quali cadono tanto più lungi quanto più sono leggeri o tenui.

2400. Si è colla buona combinazione di questi diversi processi che si giunge a trar partito di tutto il minerale fornito dalle miniere. È assai facile di vedere che un solo di questi metodi sarebbe insufficiente, che bisogna farli concorrere insieme se si vuole ottenere una separazione perfetta ed economica, scopo di tutte queste operazioni. Laonde sarebbe inutile ed anche nocivo di pilare le parti di minerale abbastanza pure per poter formare l'oggetto di una riduzione vantaggiosa. Si trattano dunque come vengono ottenuti con una scelta a mano. Del pari le parti ricche, isolate colla pila e colle lavature successive, sarebbe male a proposito di sottoporle ad un nuovo polverizzamento. Non può essere necessario che per le parti di minerale abbastanza ricche ancora per meritare di essere ridotte, ma troppo povere per essere trattate direttamente. Questo polverizzamento e nuove lavature separano la matrice, concentrano il minerale, e lo rendono atto al lavoro metallurgico.

Si vede che questo lavoro meccanico suddivide il minerale in prodotti variati, poichè la durezza e la densità di ciascuno dei componenti determinano diverse specie di divisioni. Si può dunque trovarsi nel caso di trattare separatamente le parti separate a mano, quelle fornite dalla pila, ec.

2401. Il lavoro meccanico dei minerali non ha che un'importanza relativa; nella maggior parte dei casi, si potrebbe supplirvi collo stesso trattamento metallurgico; per cui si vede variare la sua applicazione col variare del valore del combustibile. Si può ammettere in generale che il lavoro meccanico ha specialmente per oggetto di risparmiare il combustibile, servendo a separare le sostanze sterili che bisognerebbe riscaldare od anche fondere senza profitto; ma siccome la preparazione meccanica del minerale non si ottiene senza grandi spese, così è facile di vedere che il trattamento meccanico sarà considerato come un oggetto fondamentale nelle officine che pagano caro il combustibile, e che perderà della sua importanza in quelle in cui il combustibile ottiensi a vil prezzo. Bisogna però notare che per alcuni minerali una divisione estrema è indispensabile per le reazioni che debbono subire. Tale è il caso dei minerali d'argento, che si agitano col mercurio nel processo della amalgamazione.

Noi faremo conoscere pel momento in modo generale gli apparati in uso per la preparazione meccanica dei minerali; daremo in seguito alcuni esempi della concatenazione delle operazioni.

2402. A misura che si fa l'escavazione nell'interno della miniera, si eseguisce anche la scelta. Si mettono da parte tutti i frammenti sterili, onde risparmiare inutili spese di trasporto; ma questa scelta è troppo imperfetta perchè possa bastare. Tosto che il minerale è giunto al giorno, viene consegnato a donne, a ragazzi od a vecchi minatori i quali rompono i pezzi e li riducono alla grossezza di un pugno per sceglierli di nuovo. Si divide d'ordinario il minerale in tre specie. La prima comprende le parti abbastanza ricche per essere trattate immediatamente; la seconda contiene i frammenti che hanno bisogno di essere depurati con una preparazione meccanica ulteriore; la terza è composta di tutte le parti sterili, ed anche di quelle che contenendo del minerale ne contengono però troppo poco per coprire le spese che esigerebbe la loro depurazione. Il più delle volte però è opportuno di tener raccolte queste parti di minerale rigettate

in un luogo dove si possano ritrovarle facilmente. Il miglioramento dei processi può tosto o tardi permettere di trattarle utilmente; questo è dunque un vantaggio pel tratto successivo che giova di non trascurare.

I frantumi della rottura dei pezzi vengono posti a parte, e sottoposti ad una preparazione meccanica particolare, la staccatura.

2403. Non si può esprimere in termini generali ciò che si deve intendere per minerale ricco, minerale sterile o minerale medio, se non se col paragonare le spese ed i prodotti della loro riduzione. Sotto questo punto di vista tutte le parti che sarebbero trattate con perdita, debbono essere poste in disparte; tutte quelle che possono essere trattate con profitto, debbono essere conservate; ma è evidente che la quantità di metallo che contengono sarà ben diversa tra i minerali di ferro, di piombo e d'argento, per esempio, quantunque appartengano tutte tre alla classe dei minerali ricchi o sterili.

Accade ben di rado che le parti di minerale per povere che esse siano, non possano essere messe a profitto. La matrice che le accompagna, formerà spesso un buon fondente pei lavori susseguenti; e col sussidio di un sistema diligente di esperimenti, si possono incontrare dei miscugli e delle dosi, che permettano di raccogliere le piccole parti di minerale contenute in questi frammenti. Questo è uno degli studii i più utili che un direttore di stabilimenti metallurgici possa intraprendere. Se trattasi specialmente di metalli preziosi, le materie che ne contengono debbono essere ricercate ed adoperate pel reciproco loro trattamento sino a che le materie che si rigettano siano quasi intieramente impoverite.

2404. Tutti i minerali vengono sottoposti alla cernita, ma è raro che ciò basti. I minerali di ferro d'alluvione, esigono essi stessi una lavatura, che levi dalle superficie dei frammenti la polvere che vi è aderente, e che permetta di meglio distinguere al loro colore le parti ricche dai ciottoli frammisti. Si suole spesso accontentarsi di porre i minerali di questa specie entro bacini di legno o di pietra, e di farvi giungere una corrente d'acqua. Col mezzo di badili o di ramponi (*ringard*) si rimiscola il minerale di mano in mano ad oggetto di distaccare tutte le parti polverose che sono trasportate via dall'acqua. Il minerale depurato può in seguito essere sottoposto ad una scelta assai più sicura. In quanto alla parte fina trasportata via dall'acqua, può essere adope-

rata secondo la sua composizione e quella della miniera. Le parti le più dense e che sono nello stesso tempo le più ricche di ferro, sono quasi sempre suscettive di essere utilizzate. Le porzioni le più lievi non possono esserlo, e producono del fango di cui qualche volta riesce difficile lo sbarazzarsi.

Viene dato il nome di *patouillet* (Tav. 71, fig. 1 e 2), ad una macchina semplicissima e molto in uso negli stabilimenti di ferro della Francia. Essa serve a lavare i minerali d'alluvione, ed è sostituita all'operazione più grossolana che si è descritta. Il *patouillet* consta di una cassa di legno o di ghisa, il cui fondo è curvo. Vi si depone il minerale da lavarsi. Un albero messo in moto da una ruota idraulica ed armato di manichi di ferro, serve ad agitare il minerale nel mezzo dell'acqua di cui la cassa è ripiena. Quando la lavatura è terminata, si apre uno dei lati della cassa per far escire l'acqua torbida ed il minerale; quest'ultimo cade in un bacino più spazioso, mentre l'acqua torbida scorre via trasportando seco le parti fangose.

Il *patouillet*, tal quale viene costruito d'ordinario, è un apparato che ha due gravi difetti; il primo sta nella posizione in cui trovasi collocato il minerale, che va nel fondo, e quindi si trova in contatto coll'acqua la più fangosa; il secondo dipende dal poco effetto dei manichi che non mettono in movimento ad un tempo che una porzione limitatissima di minerale.

2405. Il signor Cagniard de Latour ha costruito a Chessy una macchina da lavare analoga a quella che si adopera con tanto successo nelle fabbriche di zucchero di barbabietole. Tutti gli inconvenienti del *patouillet* vi sono evitati, e gli utili risultamenti ottenuti a Chessy dovrebbero impegnare a render generale l'applicazione di questo apparato.

Esso è molto semplice e consta di una botte formata di doghe che lasciano tra loro un intervallo sufficiente pel passaggio del fango. Pesca nell'acqua sino al livello dell'asse. Il minerale si introduce nella botte, con una tramoggia, e questa botte è messa in movimento da una ruota idraulica. Con questo mezzo i pezzi di minerale si strofinano continuamente l'uno contro l'altro, e si spogliano mutuamente del fango e delle sabbie, che vengono trasportate via tosto dall'acqua e cadono al fondo del tino.

Questo apparato produce dunque due effetti essenziali.

Il minerale è messo in movimento in tutte le sue parti tosto che la botte stessa si muove; ed il fango cadendo al fondo del tino, si è sempre l'acqua la più pura che trovasi in contatto col minerale.

Si mettono in quest'apparato a depurare trentacinque misure al giorno di 1200 chilog. ciascuna.

2406. Questa lavatura, che non ha spesso altro oggetto che di rendere più facile la scelta del minerale, viene eseguita anche coi *graticci inglesi*, che sono formati di sbarre di ferro distanti tra loro cinque o sei millimetri. Il minerale gettato su questi graticci, vi è sottoposto all'azione di una corrente d'acqua, mentre un ragazzo lo rimescola con un badile nel senso della lunghezza delle sbarre del graticcio. Quando l'acqua non trasporta via più nulla, si ritira la materia che rimane sul graticcio per sottoporla alla scelta; operazione che viene del pari eseguita da ragazzi.

Questa scelta dà diversi prodotti, cioè:

1.° Il minerale ricco atto ad essere fuso; oppure, a motivo che la specie del minerale fa variare le sue condizioni, quello che può immediatamente essere rotto, scelto, cribrato e passato alle tavole di lavatura.

2.° Il minerale da pila o minerale povero, misto con materie sterili e dure, che non possono essere separate che dietro una polverizzazione che si eseguisce col mezzo delle pile. Si sottopone in seguito il prodotto alla lavatura.

3.° I grossi pezzi che, dopo una nuova rottura ed una nuova scelta, si dividono in minerale ricco, minerale da pila, ed in materie sterili.

4.° Le materie sterili, che sono rigettate e qualche volta adoperate come fondente.

Indipendentemente dai prodotti rimasti sul graticcio, si ottengono delle sabbie miste, che sono passate a traverso di esso, trasportate dalla corrente d'acqua. Queste sabbie sono sottoposte alla cribatura entro cribri successivamente di più in più fini, e si dividono in tal modo in prodotti di diversa grossezza. Questi prodotti vengono poi sottoposti alle pile od alle lavature secondo la loro natura.

2407. I minerali che lo esigono vengono sottoposti ad una divisione più o meno perfetta, col mezzo delle pile (tav. 41, fig. 1, 2, 3, 4; e tav. 71, fig. 3 e 4). Questo apparato tanto semplice che basta un solo colpo d'occhio gettato sulle tavole che lo rappresentano per compren-

derlo, consta di più pezzi di legno mobili, posti verticalmente tra incastri di legno; essi sono armati all'estremità inferiore di un pezzo di ferro, e si appoggiano in una vasca guernita di una pietra dura o di una grossa lastra di ghisa. Un albero orizzontale, con *comes* messo in movimento da un motore qualunque, solleva questi piloni e li lascia ricadere in seguito di tutto peso, nella vasca che contiene il minerale.

I mortari o vasche nelle quali si eseguisce la polverizzazione trovansi posti in una cassa che ritiene la polvere quando si lavora a secco, e che serve a contenere l'acqua quando si vogliono levare i minerali di sotto le pile stesse. Quando il minerale è destinato ad essere lavato si fa generalmente arrivare dell'acqua nella vasca per fare trasportar via le parti fine, a misura che si producono; ciò che abbrevia il lavoro.

Col mezzo di alcune disposizioni accessorie, si possono dunque far variare i risultamenti della pilatura. Quando si pila a secco la tenuità della polvere dipende unicamente dal tempo che dura l'azione del pilone. Quando si pila dirigendo dell'acqua a traverso della vasca la tenuità della polvere può essere modificata in più modi. In fatti se l'acqua non può escire dalla vasca se non quando si è elevata ad una certa altezza, si vede che innalzando od abbassando lo scaricatore si potranno ottenere delle polveri più o meno fine a piacere. La rapidità del corso d'acqua eserciterà pure una grande influenza, e coll' aumentarla o col diminuirla si avranno delle polveri più o meno grosse.

L'acqua che esce dalla pila lascerà deporre le polveri che tiene in sospensione con maggiore o minore facilità. I grani i più densi ed i più grossi si deporranno pei primi; i più leggieri ed i più piccoli si precipiteranno più lungi. L'acqua che esce dalla pila passa dunque per una serie di canali, il cui complesso porta il nome di *labirinto*, ove depona le parti di cui è carica, più o meno celeremente secondo la grossezza o la piccolezza dei grani. Al di sotto della pila si dispongono qualche volta dei cribri che ritengono le parti le più voluminose, e lasciano passare le più fine.

2408. Gli effetti della pilatura sono ben altro che identici su tutta la massa del minerale. Quasi sempre le parti metalliche sono più friabili e più lamellose della matrice; di modo che, quantunque sieno più dense, esse non hanno sempre tanta tendenza a precipitarsi come si

potrebbe supporre. Esse si dividono di più della matrice, galleggiano più facilmente di essa, e vengono spesso trasportate assai lontane dai primi depositi. Si vede che la natura generale della grana dei prodotti che escono dalla pila, può avere grande influenza sui risultamenti ulteriori del trattamento. Si evita generalmente di ottenere le polveri molto fine, che prendono il nome di *schlamm*; si cerca al contrario di procurarsi quasi sempre una polvere granulare che prende il nome di *sabbia* o di *schlich*.

Le sabbie che risultano dall'operazione della pilatura, sono un miscuglio di particelle metalliche e di particelle terrose che si sottopone ad operazioni di lavatura assai delicate, lunghe e dispendiose. Le lavature hanno per iscopo di separare le parti metalliche dalle parti terree, separazione che è fondata sulla differenza di densità che esse presentano d'ordinario. Si fa scorrer l'acqua sulle sabbie con maggiore o minore celerità ed abbondanza; essa trasporta via le parti le più leggieri, e concentra il metallo in una minor quantità di matrice.

Questa operazione, che cagiona una spesa notabile, fa in oltre subire una perdita più o meno grande di minerale. Importa dunque di calcolare il limite al quale debbono essere ristrette le lavature, e di vedere se non vi è maggior profitto nel perdere un poco di minerale che non nel far subire alla polvere un'altra lavatura; gli elementi di questo calcolo variano per ogni natura di minerale ed anche, a dir vero, non possono esservi delle regole a questo riguardo per ogni stabilimento.

2409. Prima di essere sottoposto alla lavatura, il minerale che proviene dai frantumi minuti delle operazioni o dalla polvere della frantumazione, è sottoposto all'azione del cribro, che ha per oggetto nello stesso modo del labirinto annesso alle pile, di separare il minerale a tenore della grossezza della grana. Le sostanze vengono poste in un cribro o tramoggia, il cui fondo è fornito di un graticcio. Si immerge rapidamente il cribro in un bacino ripieno d'acqua; questo liquido entra pel fondo, solleva le parti metalliche, le separa e le ritiene un istante in sospensione; indi esse ricadono, seguendo presso a poco l'ordine del loro peso specifico. Il minerale si separa in tal modo della sua matrice, e si formano nel cribro tanti strati distinti, che si separano facilmente col mezzo di una spatola. La parte troppo povera per essere ripassata una seconda volta è rigettata. Questa operazione chiamasi *lavatura alla tinozza*, o *cribratura per deposito*.

2410. È spesso utile di separare ad un tempo le sostanze pilate per grossezza di grani e per densità; i *graticci inglesi* e le *laverie a gradini* d'Ungheria, fanno questa doppia funzione. Il minerale all'escire dalla pila viene posto, nel primo caso, sopra graticci di ferro, e sottoposto all'azione di una corrente d'acqua, che fa passare a traverso delle spranghe i pezzi più piccoli, e trasporta le parti intieramente polverose entro bacini ove si depositano. Le *laverie a gradini* constano di una serie di graticci posti successivamente a diversi livelli, in modo che l'acqua giungendo sul più elevato, ove si depone il minerale, ne fa passare una parte sul secondo, che è più stretto di buchi, e così di seguito. La polvere va indi a passare nei labirinti e nei bacini, dove le parti più tenui si depongono.

2411. A misura che si eseguiscano queste operazioni sul minerale, se ne separano dei prodotti di tale tenuità, che i cribri divengono inservibili, per cui si dà allora principio alla vera lavatura.

Il metodo di lavatura il più semplice, è quello che si usa per lavare le sabbie aurifere. Si eseguisce a mano entro scodelle di legno, che si scuotono continuamente, in modo da agitare la sabbia; l'acqua messa in tal modo in movimento trasporta via le parti terrose, e le separa in tal maniera dalle pagliette d'oro, specificamente più pesanti.

Questo metodo, che può essere adoperato con vantaggio per la lavatura dell'oro, e pei saggi in piccolo di tutti i minerali densi, non potrebbe esserlo in grande pei minerali di poco valore, come quelli di piombo, di stagno, ec., pei quali si opera la lavatura sopra casse o tavole.

2412. Quelle di un uso più semplice sono le *casse tedesche*. Queste casse sono rettangolari, hanno circa 3 metri di lunghezza, 0,^m5 di larghezza e 0,^m5 di profondità. La loro inclinazione è di 0,^m40. Alla loro parte superiore che chiamasi *testa* della cassa, evvi una specie di cesta, in cui si mette il minerale da lavarsi; al di sopra di questo compartimento giunge una corrente d'acqua, che cade in nappo sull'alto della tavola, e che sfugge in seguito per alcuni buchi fatti nella sponda del picde della cassa, e posti a diverse altezze. A misura che il minerale si innalza nella cassa, si chiudono gli orifici inferiori con tasselli affinchè l'acqua scorra fuori pei buchi superiori.

Dopo di aver riempita la testa della cassa con sabbie

da lavarsi, l'operaio ne fa cadere una parte sulla cassa con un rastrello, e vi fa giungere dell'acqua. A misura che questa porta via il minerale, ha cura di ricondurre continuamente la sabbia verso la testa della cassa, affinchè la sabbia sterile del pari che le parti fine vengano trasportate via. Questo movimento ha in oltre il vantaggio di moltiplicare i punti di contatto tra il liquido ed il minerale. Quando il lavatore giudica che la parte posta sulla cassa sia sufficientemente lavata, ne aggiunge della nuova; continua in questo modo sino a che la cassa sia piena a tre quarti almeno della sua altezza. Tutta questa sabbia non trovasi però egualmente lavata; si divide d'ordinario in tre parti; quella vicina alla testa è la più pura, e spesso lo è abbastanza per essere fusa immediatamente. La parte di mezzo ha bisogno di essere sottoposta ad una seconda operazione; in quanto alla parte che trovasi al basso della cassa, viene considerata come minerale appena uscito dalle pile. Oltre a queste tre parti di minerale, se ne produce una quarta, formata dalla sabbia fina che le acque depongono nei bacini o labirinti che esse attraversano coll'escire dalle casse.

Le casse tedesche non vengono adoperate che per le lavature delle sabbie un poco grosse. La grande inclinazione che vi si dà, e la forza della corrente d'acqua, produrrebbero delle perdite considerevoli se si sottoponessero alla loro azione le sabbie fine. Vi si sostituisce in questo caso gli apparati o tavole che ci accingiamo a descrivere.

2413. Vi sono diverse specie di tavole che vengono adoperate o successivamente per lo stesso minerale, o separatamente per le diverse specie di *schlich*; il primo genere comprende le tavole immobili dette *tavole dormenti*, ed il secondo le *tavole mobili* chiamate *tavole a percussione* od a *sosse*.

Le tavole *dormenti* chiamate anche tavole gemelle, perchè sono unite a due a due, trovansi in uso per la lavatura delle sabbie fine e dei fanghi che si depongono nei labirinti. Queste tavole con orli sono lunghe circa 4 o 5 metri, larghe da 0,^m15 a 0,^m18, ed inclinate ad un di presso per 12 a 15 centimetri. Alla loro testa trovasi posta una tavola triangolare con orli. Sopra ogui lato dell'angolo della sommità trovansi posti dei piccoli prismi di legno; ed alla sua base, si fissa una piccola tavoletta meno alta degli orli. Si dà a questo spazio il nome di aia. La cassa che contiene il minerale da la-

varsi, è posta obliquamente al di sopra dell'aia. Il canale che conduce l'acqua sul minerale, passa al di sopra della cassa, discioglie le materie da lavarsi, le trasporta via e le stende sull'aia dove l'acqua divisa dai prismi triangolari forma un nappo che, diffondendosi sulla tavola, trasporta via le parti le più leggere. Affinchè questa separazione si faccia il più esattamente che si può, un operaio riconduce il minerale con un rastrello verso la testa della tavola. L'acqua carica delle parti terrose passa nelle casse e nei canali posti al basso della tavola. Il fango dei primi canali viene sottoposto ad una nuova lavatura per estrarne le particelle metalliche che può ancor contenere. La polvere o farina minerale, lavata con questo mezzo, porta più particolarmente il nome di *schlich*.

Si era creduto che col coprire queste tavole con una tela o con un drappo, specialmente per la lavatura dei minerali d'oro, i fili potessero ritenere con maggior sicurezza le più fine particelle di questo metallo; ma l'esperienza ha dimostrato che lungi dall'ottenersi un risultamento vantaggioso, lo *schlich* al contrario riesce impurissimo.

2414. In certe miniere si fa uso di tavole dette a scopa; esse differiscono dalle precedenti in ciò che il minerale scacciato dall'acqua arriva per un canale posto verso la parte superiore, ed affine che non vi si depositi, l'acqua vi è continuamente agitata da un molinetto. Essa discende col minerale sull'aia triangolare, e di là si stende sulla tavola; nello stesso tempo dell'acqua pura condotta da un canale inferiore giunge sulla tavola al di sotto dell'aia per distemperare il minerale. Verso il piede della tavola evvi una fessura che si chiude a piacere, e che comunica con un primo serbatoio posto al di sotto; all'estremità evvi un altro serbatoio, in seguito al quale evvi il canale dei rifiuti; quando l'acqua ha trasportato in questo canale la polvere terrosa mista col minerale, lo *schlich* lavato rimane disteso sulla tavola dalla sommità sino al piede. Allora si incomincia a riunire quello che ricopre la parte più inferiore della tavola e si fa cadere nel secondo serbatoio. Si riunisce indi quello che trovasi sulla parte superiore, e si fa cadere per la fessura apertasi precedentemente nel primo serbatoio. Gli *schlich* del secondo serbatoio ed i rifiuti del canale vengono lavati di nuovo.

2415. Le tavole mobili od a percussione chiamate an-

che tavole a *scossa* differiscono poco dalle tavole *fisse*, in quanto alla tavola per sè stessa. La sua lunghezza è di circa 4 metri, la sua larghezza è di 15 decimetri, ed i suoi orli che vanno diminuendo verso il basso, hanno circa 2 decimetri nella parte superiore. Ma questa tavola è sospesa pei suoi quattro angoli col mezzo di catene, disposte in tal maniera che nell'istante del riposo, vale a dire quando la testa della tavola è appoggiata contro il telaio che è dietro di essa, la loro inclinazione dalla testa al piede tende a ricondurre la tavola verso questo telaio.

L'aia o piano triangolare inclinato e con bordi, non diversifica da quello delle tavole fisse. Al di sopra di questo piano evvi la cassa che contiene il minerale. Il suo fondo è obbliquo; un ruscelletto che passa al di sopra di questa cassa vi conduce l'acqua. Il minerale distemperato viene trasportato sulla tavola, dove si distende in nappi sottili ed uniformi, come sulle tavole fisse. Ma mentre discende la tavola riceve dalla parte del *chevet* un lieve impulso col mezzo di una leva, di cui uno dei bracci riceve l'urto dei chiavelli di cui è guarnito l'albero di una ruota idraulica. Cessando questo impulso che la porta avanti, la tavola ritorna alla sua primiera posizione e soffre, battendo contro uno dei pezzi del telaio, una scossa violenta.

Con questi movimenti violenti, le parti metalliche che sono le più pesanti vengono trasportate verso la testa della tavola, e le parti terrose miste, ricevendo un impulso meno vivo, in ragione della minore loro densità continuano il loro cammino e vengono trasportate via dall'acqua.

Si modifica secondo la specie dei minerali che si debbono lavare le diverse circostanze che influiscono sulla lavatura. Laonde l'inclinazione della tavola varia da 2 a 13 centimetri. L'acqua vi è condotta ora in filetti distaccati, ora a pieni canaletti, di modo che vi scorre sino a due piedi cubici d'acqua per minuto. Il numero delle scosse che riceve varia da 13 a 36 per minuto. Essa si allontana dalla sua posizione primitiva ora di 2 centimetri ora di 20. La sabbia grossa esige in generale meno acqua e minore inclinazione della tavola che non la sabbia fina e vischiosa.

Quando si è assicurato che lo schlich è perfettamente lavato e che l'acqua che scorre via non contiene minerale, lo si lascia sfuggire per un canale che trovasi al-

l'estremità della tavola: ma quando si teme che esso contenga ancora alcune parti metalliche, si copre questo canale con un asse che forma come un prolungamento della tavola, e l'acqua va a riescire in un'ultima cassa, dove essa depone tutto ciò che teneva in sospensione: si sottopone in seguito il deposito ad una nuova lavatura.

2416. L'acqua che ha servito alle lavature de' minerali presenta dei caratteri che divengono spesso causa di processi lunghi e rovinosi, e che in tutti i casi meritano attenzione. Queste acque possono contenere in soluzione delle sostanze nocive; ma questo caso è raro, poichè le sostanze metalliche nocive sono quasi sempre di un prezzo abbastanza elevato, perchè si eviti di perderle in tal modo. Il caso il più ordinario si è di dover versar via dopo la lavatura delle acque ritenenti in sospensione delle semplici polveri. Queste acque torbide si schiariscono più lontano e producono dei fanghi. Per tal modo tutta la questione, nella maggior parte dei casi, si riduce a sapere se queste acque torbide o questi fanghi saranno nocivi, se si possa evitarne gli inconvenienti.

Questi inconvenienti, gli uni leggeri, gli altri reali e gravi, debbono essere diligentemente esaminati dagli intraprenditori di miniere. Gli abitanti vicini esagerano gli effetti delle acque torbide sulle bestie, sull'imbiancamento delle tele, ed in generale su tutti gli usi economici dell'acqua. Hanno spesso a dolersi dei fanghi che, trasportati via dalle acque grosse, vanno a distendersi sui campi, portandovi la sterilità. Le ricerche del signor Parrot, che hanno per oggetto di ridonare alla consumazione le acque di lavatura de' minerali, dopo una chiarificazione, meritano dunque tutta la nostra attenzione.

2417. Il signor Parrot osserva da prima che, nel levare il fango, e nella lavatura, le quantità d'acqua in luogo di essere costanti, dovrebbero variare. Ne risulterebbe una grande economia di questo liquido, poichè se l'acqua necessaria per levare il fango al minerale di ferro, per esempio, basta quando è eguale a sette volte il volume del minerale sporco, si vede che per raggiungere questo minimo, bisogna che a misura che la lavatura procede avanti, la proporzione ne sia diminuita. Poichè non è al minerale che la quantità d'acqua è proporzionale, ma bensì alla materia che deve trasportar via. Il sig. Parrot si è assicurato coll'esperienza, che questo limite di sette volumi d'acqua per uno di minerale sporco,

è opportuno pei minerali di ferro ordinarii, che è la spe-
 cile di minerali che interessa di più per le manifatture
 francesi, dove si ha di rado a lavare prodotti di altra
 natura. Paragonando il volume dell'acqua con quello delle
 sostanze trasportate via, si avrebbe il rapporto di 14: 1
 pei casi i meno favorevoli, ciò che è più che sufficiente
 per una lavatura esatta.

Il sig. Parrot si è assicurato che lungi dal rimanere
 in questi limiti, i nostri stabilimenti, anche quelli che
 sono i più mancanti d'acqua, ne consumano delle quan-
 tità che variano tra le quaranta e le cento volte il vo-
 lume del minerale sporco, e che per conseguenza ascen-
 dono spesso a duecento volte il volume delle materie
 trasportate via.

Bisognerebbe dunque che la quantità d'acqua fornita
 dal pertugio alimentare, fosse decrescente a partire dal
 primo momento della lavatura; ciò che sarebbe facile ad
 ottenersi.

2418. Ottenuta questa prima condizione, il volume del-
 l'acqua da chiarificarsi diviene assai più limitato, e si
 presta allora all'uso di metodi che non sarebbero facili
 a porsi in opera nel caso di una lavatura a grand'acqua.
 Il sig. Parrot indica l'uso di dighe filtranti, siccome il
 miglior mezzo per chiarificare le acque; ben inteso che
 queste dighe debbono avere davanti dei bacini di riposo,
 dove l'acqua si spogli della maggior parte delle sostanze
 che tiene in sospensione. La diga filtrante è formata di
 una sabbia media incassata tra due strati di sabbia grossa.
 Questa è poi sostenuta da un graticcio.

Il processo del sig. Parrot è semplicissimo, e richiede
 poca spesa di costruzione e di manutenzione. Egli cal-
 cola a 3 metri cubici di materia sporca per ora, il mi-
 nerale di ferro, per esempio, che trattasi di lavare, e
 calcola in tal caso come *maximum* la quantità media
 d'acqua a 10 litri per secondo.

Lo strato di sabbia filtrante, vale a dire lo strato me-
 dio, deve essere formato di una sabbia passata a traverso
 di uno staccio, i cui fori abbiano tre millimetri di lato.
 Lo spessore di questo strato è di 30 a 40 centimetri.
 In tali condizioni dà passaggio a 2 litri d'acqua per
 secondo e per metro quadrato, quando si possa dare una
 caduta di un metro alla diga filtrante. Si potrebbe ac-
 contentarsi di una caduta di 0,5, ma allora per ogni
 metro quadrato, il filtro non smaltirebbe per secondo che
 un litro od un litro e mezzo, sotto la stessa superficie
 di un metro quadrato.

Le disposizioni varieranno del resto colle circostanze locali, come si vede facilmente.

2419. Gli inconvenienti delle lavature sarebbero evitati, e gli apparecchi del sig. Parrot diverrebbero inutili se si adottasse il metodo proposto dal sig. Grandbesancon, che consiste nel sottoporre il minerale polverizzato all'azione di una corrente d'aria. L'apparato semplicissimo, consisterebbe in una tramoggia che lasciasse cadere il minerale polverizzato nella corrente d'aria formata dal ventilatore. L'aria non deve giungere sul minerale che dopo avere attraversato una camera che faccia funzione di ventilatore, affinchè possa sfuggire in una corrente continua senza intermittenza. Il minerale trasportato dalla corrente d'aria si depone a norma della grossezza dei grani o della densità, in una serie di tramezzi muniti di cassette per facilitarne l'estrazione. Finalmente l'aria sfugge via per un cammino.

Col mezzo di questo apparato tre uomini possono operare in dieci ore sopra un metro cubico di minerale polverizzato. È chiaro che un solo uomo farebbe lo stesso lavoro, se il ventilatore venisse posto in movimento da una macchina.

Sgraziatamente la descrizione di questo apparato non è accompagnato da que' risultati comparativi e numerici, i soli che possono fissarne il merito. Non si ha la persuasione per le considerazioni generali su cui riposa l'apparato, che il suo uso possa operare una esatta separazione delle matrici, come il metodo delle lavature che una lunga esperienza ha rese così certe nei loro risultati.

Per completare le indicazioni che precedono, daremo qui due esempi di lavatura usati per diversi minerali ed in paesi diversi. Il primo concerne la lavatura dei minerali di stagno in Sassonia, ed il secondo i minerali di piombo in Inghilterra; queste particolarità sono tolte dalle Memorie del sig. Manes per la lavatura dello stagno, e da quelle dei signori Dufrenoy ed Elia di Beaumont per la lavatura del piombo.

*Preparazione meccanica dei minerali di stagno
di Altenberg.*

2420. I minerali, prima di passare alle pile, vengono rotti in pezzi della grossezza di un pugno; ed i pezzi che resistono all'azione della mazza, vengono torrefatti all'aria

libera sopra un'aia quadrangolare. La base della massa da torrefarsi è formata di un letto di legna fessa, formato ordinariamente di tre strati di legna, disposta in croce. Il minerale da torrefarsi è ammucchiato in seguito ad una altezza di 2 piedi e $\frac{1}{2}$, a 3 piedi in circa, col porre i pezzi più grossi nella parte inferiore. Si ricoprono con tre tavole tre dei lati del letto di legna; ed il mucchio intero con un sottile strato di minuti rottami delle precedenti frantumazioni per concentrare il calore. Questa arrostitura dura circa 24 ore.

Il minerale così torrefatto, viene trasportato nell'edificio della pilatura che contiene il luogo delle batterie, un locale pei canali, e pei schlich che se ne ottengono.

L'edificio delle batterie è diviso in due parti, con un tavolato all'altezza di circa 7 piedi al di sopra del suolo. Contiene cinque batterie messe in moto con ruote idrauliche, il cui albero è munito sulla parte della sua circonferenza corrispondente ad ogni pilone di tre chivelli che fanno funzione di leve.

Ogni batteria è composta di due trogoli a tre piloni ciascuna (Tav. 41, fig. 2, 3 e 4); i trogoli sono formati di pezzi di legno di 18 pollici di grossezza, e vi si dà comunemente un piede di larghezza, due di profondità e 36 piedi di lunghezza; il fondo presenta una lieve inclinazione verso il lato destinato all'uscita dell'acqua. I piloni di legno hanno alla parte inferiore dei pezzi di ferro il cui peso varia. Il ferro del pilone il più lontano del foro il quale riceve il minerale direttamente, chiamasi *sgrossatore*, e pesa 45 kil., quello del mezzo 40 kil.; ed il terzo 35 kil.

I minerali da pilarsi vengono introdotti nel trogolo con una cassa (D; fig. 4) che si deve tenere sempre piena e che riceve un movimento dal pilone sgrossatore; con questo urto i minerali scorrono per un canale nel trogolo; una corrente d'acqua che vi si fa giungere, facilita d'altronde il loro movimento.

La natura dei minerali di stagno esige che si pili a grana fina. Per conseguenza i più facili a pilarsi sono argillosi; i più difficili sono quarzosi. I piloni quando siano ben disposti debbono fare 48 colpi per minuto.

2421. L'acqua carica di schlich che esce dal trogolo delle pile, scorre in un canale di legno, ed indi passa nei due canali E E. Essa cade al principio per una apertura di 4 pollici in quadrato, sopra un piano situato sul davanti ed al di sopra dei canali; essa vi si divide in lamine e passa in seguito nei canali, dove depone il suo schlich.

Questi canali servono alternativamente; quando uno è pieno si fa giunger l'acqua nell'altro, mentre si evacua il primo. Lo schlich si divide in tre parti; per sette piedi vicino alla testa del canale si ottiene la grana più grossa; i dieci piedi susseguenti danno la grana media; ed i sette piedi dell'estremità danno lo schlich il più fino, ossia lo *schlamm* dei canali.

L'acqua esce dai canali carica delle parti le più fine, e cade nelle fosse dei fanghi F F dove essa depone tutto ciò che teneva in sospensione. Queste fosse comunicano tra loro con aperture che trovansi nella parte superiore; richiedono otto giorni per riempirsi, e danno dei schlich che chiamansi fanghi delle fosse.

Si prende cura che l'acqua che esce dalle ultime fosse non porti via alcuna parte metallica; se essa ha un color grigio, vi si aggiunge tosto una o più altre fosse.

2.422. Si è dunque ottenuto nei canali delle pile quattro specie di grane diverse, cioè: 1.° lo schlich grosso; 2.° lo schlich medio; 3.° lo schlamm dei canali; 4.° lo schlamm delle fosse. Esaminiamo ora i processi di lavatura di ognuno di questi prodotti.

1.° *Schlich grosso*. Viene lavato sulla prima tavola a scosse, la cui inclinazione è di cinque a sei pollici, la tensione di quattro pollici e mezzo, l'urto di cinque pollici e mezzo, la celerità dell'albero di dieci a dodici giri per minuto. Vi si fanno quattro *tavolate* per giorno, e tutte le volte si fanno le seguenti divisioni:

La metà inferiore è gettata nel canale, e di là viene trasportata al fiume;

Il quarto successivo o il *mezzo* è ricaricato sulla cassa, per essere fatto passare di nuovo;

Il quarto della testa o schlich grosso è posto in serbo in un recipiente che trovasi al fianco della tavola.

Quando si è riunito lo schlich grosso di sedici tavole, ciò che richiede quattro giorni, si fa passare sulla tavola una seconda volta, mantenendo quest'ultima nelle stesse circostanze. I prodotti si dividono come segue:

I tre ottavi del piede della tavola sono inviati al fiume.

L'ottavo successivo è ricaricato;

Il quarto seguente è posto a parte;

Ed il quarto della testa, chiamato schlich nobile, è rilavato per la terza ed ultima volta sulla tavola a scosse; l'acqua non se ne va nel fiume, ma bensì nella cassa che è al basso della tavola, e dove depone uno schlich che deve subire una nuova lavatura alla tavola a scosse.

Nella lavatura dello schlich nobile, si fanno le divisioni seguenti;

La metà inferiore della tavola è ricaricata;

Il terzo successivo è posto in serbo.

Il sesto della testa, o schlich buono è posto nello schlemgraben.

Queste due ultime parti vengono trattate successivamente e nella stessa maniera nello schlemgraben, giusta il modo indicato nel prospetto seguente:



Si vede che in queste diverse operazioni si ottiene uno *schlich buono*, sbarazzato dalla matrice, ma ancora mescolato con minerali metallici diversi dell'ossido di stagno; è opportuno per l'arrostitura e si divide in due qualità di grana, la grossa e la fina. Il residuo è ancora uno schlich che deve essere pilato di nuovo, e che lascia colla lavatura un residuo che deve ancor esso essere pilato.

2.^o *Schlich medio*. Viene lavato sulla stessa tavola a

(1) *Schlemmer*, esprime il passaggio del minerale alla cassa alemana, *Schlemgraben*, o meglio *Schlammgraben*.

(2) Colla parola *scopare*, si indica un metodo particolare di lavatura che si eseguisce nelle casse alemanne. In luogo di abbandonare lo schlich a se stesso, lo si sottopone all'azione di una scopa, che serve ora ad agitare il minerale per mettere in sospensione le parti lievi, ed ora serve a ricondurre il deposito metallico verso la testa onde ricominciare la lavatura. Tutta questa scopatura si eseguisce per movimenti e tempi determinati, che è però inutile descrivere.

scosse, la cui tensione rimane la medesima, ma con due pollici di meno di inclinazione, un pollice di meno di urto, una celerità di otto a dieci giri per minuto, e meno acqua. Si fanno soltanto tre tavolate per giorno; del resto, il modo di lavatura vi è assolutamente eguale che per lo schlich grossolano, e dà pure dei buoni schlich e dei schlich da pilarsi che si mescolano coi primi.

3.^o *Schlamm dei canali*. È lavato sulla seconda tavola a scosse, alla quale si dà una tensione di quattro pollici, una inclinazione di tre pollici, un urto di tre pollici, ed una celerità di sette ad otto giri per minuto. Si fanno due tavolate al giorno, e per ogni volta, si ottengono le divisioni seguenti;

Il sesto alla testa, è messo in serbo sotto il nome di *nobile*.

Il terzo seguente, o *mezzo*, è ricaricato;

La metà inferiore è gettata nel fiume.

Lo schlich nobile ottenuto e ripassato una seconda volta, e dà;

Un sesto di *buono*,

Un terzo che si ricarica,

Ed una metà inferiore che si getta via.

4.^o *Schlamm dei bourbiers*. Viene lavato sulla seconda tavola, la cui tensione è la stessa, l'inclinazione e l'urto di due pollici, e la celerità di sei a sette giri per minuto; vi si fa solo una tavolata per giorno, e si ottiene;

Un sesto alla testa, di sedimento nobile che si mette in serbo;

Un terzo del mezzo che si ricarica;

Una metà inferiore che si getta nel fiume;

Il sedimento nobile ottenuto in sufficiente quantità, viene ripassato sulla tavola, e si divide con un nuovo seguito di operazioni, in prodotto buono ed in residuo che si getta via.

Si vede che per la nuova lavatura dei fanghi de' canali e delle fosse si ottiene come per lo schlich grosso e fino dello schlich buono e dello schlich da pilarsi; ma vi è questa differenza, che non si fa passare che due volte alle tavole a scossa, e che pel fango delle fosse non si fa alcuno *schlemmage*, ciò che dipende dalla grande tenuità delle parti.

2423. Lo schlich buono, di grana grossa o fina, che si ottiene da queste diverse lavature, è sottoposto all'arrostitura. I residui da pilarsi sono posti in serbo in un compartimento dell'edificio delle pile, per essere ritratati alla fine dell'anno.

Gli schlich buoni, così ottenuti hanno un aspetto nerastro; l'ossido di stagno vi è mescolato con una grande quantità di sostanze metalliche contenute nei minerali, come il ferro zolfurato, il ferro arsenicale, il wolfram ed il ferro ossidulato. Queste sostanze di un peso presso a poco eguale a quello dello stagno ossidato, non possono venire separate colle lavature; si arrostitisce lo schlich entro fornì a riverbero a volta molto depressa, con o senza canne di condensazione secondo che lo schlich contiene o no dell'arsenico. Con questa operazione l'arsenico e lo zolfo vengono espulsi; il ferro ossidulato, ricondotto allo stato di tritossido, acquista un peso specifico minore dello stagno ossidato, che non soffre alcuna alterazione come non ne soffre il wolfram. Allora con una nuova lavatura si separa l'ossido di ferro dallo schlich arrostito, e si ottiene uno schlich più ricco, e che deve contenere il quarto del suo peso di stagno.

Gli schlich arrostiti vengono da prima fatti passare allo schlemgraben, che li separa in qualità di grani diversi; i prodotti vengono depurati due volte consecutive sopra tavole dormenti. Nella prima, i residui vengono posti in serbo; e nella seconda, che si eseguisce d'ordinario dal mastro delle lavature, i residui vengono fatti passare di nuovo allo schlemgraben per ritornare ancora alle tavole dormenti, come lo indica il prospetto seguente.

Lo Schlich arrostito essendo schlemmato, dà	1.° Schlich grosso che essendo depurato, dà	1.° Nobile, che essendo depurato, dà,	1.° Schlich buono, grosso
	2.° Schlich fino che essendo depurato, dà (1)	2.° Residuo da porsi in serbo.	2.° Residuo A.
Residuo A, essendo schlemmato dà,	1.° Schlich grosso, che essendo depurato, dà	1.° Nobile, che essendo depurato, dà	1.° Schlich buono, fino.
	2.° Schlich fino che essendo depurato, dà	2.° Residuo da porsi in serbo.	2.° Residuo da porsi in serbo.
		1.° Schlich buono, finissimo, povero.	
		2.° Residuo da porsi in serbo.	
		1.° Schlich, buono, finissimo, povero.	
		2.° Residuo da porsi in serbo.	

(1) La *Depurazione* non è altro che una scopatura eseguita sopra uno schlich di già puro, e nella quale i buchi inferiori della cassa alemanna rimangono chiusi. I buchi superiori, i soli che siano aperti, non possono trasportar via che le sostanze le più lievi. Questa precauzione è indispensabile, a causa dello stato di purezza dello schlich.

Si ottengono, come vedesi. in ultimo risultato tre prodotti o qualità di schlich atti ad essere fusi, cioè; lo schlich grosso, lo schlich medio e lo schlich finissimo e poco ricco; si hanno inoltre dei residui che si mettono in serbo.

2424. I residui ottenuti nelle lavature che hanno preceduto l'arrostitura, vengono trattati alla fine dell'anno nel modo seguente per ricavarne lo schlich buono che contiene ancora. Si pilano di nuovo; si fanno passare i sedimenti che forniscono alle tavole a scossa, allo schlemgraben ed alle tavole dormenti, assolutamente come pei schlich precedenti dai minerali pilati. Se ne ottiene del pari dei schlich grossi e fini analoghi, che si arrostitiscono e che si trattano in seguito sullo schlemgraben e sulle tavole dormenti. Se ne ottengono dei schlich grossi e fini buoni a fondersi, e dei nuovi residui che, quantunque poverissimi, non vengono rigettati, ma sono trattati ancora in una *laveria* particolare.

In questa *laveria*, si trattano gli ultimi residui di tutte le altre; si fanno passare da prima sotto pile, che non hanno che la metà del peso e della celerità ordinaria. Questi residui vengono caricati a mano e direttamente nel trogolo, mentre vi si fa giungere per le casse, un sesto di minerale povero, per facilitarne la pilatura. Gli schlich vengono condotti entro canali, dove si dividono in schlich grossi, fini e schlamm; ma qui non si ha schlamm delle fosse, che sarebbe troppo povero per meritare di essere trattato.

Gli schlich ottenuti vengono fatti passare separatamente due o tre volte sulle tavole a scossa, sino a che se ne ottiene un prodotto abbastanza puro. Questo deve passare in seguito una o due volte allo schlemgraben, ed i sedimenti che ne risultano vengono portati alle tavole dormenti, dove si sottopongono o al trattamento di depurazione o alla scopatura, secondo la loro grana. Questi schlich puri vengono ancora arrostiti ed in seguito lavati come abbiamo già detto superiormente, prima di essere portati alla fonderia.

Preparazione meccanica de' minerali di piombo in Inghilterra.

2425. Le operazioni che si fanno subire ai minerali di piombo, per ridurli al grado di purezza necessario

pel trattamento metallurgico, possono dividersi in tre classi che hanno per oggetto:

1. La scelta e lo spurgo de' minerali.
2. Lo sminuzzamento;
3. La lavatura propriamente detta.

Gli apparati che servono alla scelta ed allo spurgo, sono i cribri, le aie di spurgo o graticci.

Il *grande cribro* è adoperato nel Derbyshire per scegliere all'escir della miniera, il minerale in grossi e medii frammenti: il suo fondo è a maglie di filo di ferro di 0,^m 0254 di lato.

Un cribro più leggero simile al precedente viene adoperato per ispurgare in un tino pieno d'acqua i frammenti ottenuti col grande cribro. Qualche volta basta agitare i frammenti del minerale con un badile in un trogolo pieno d'acqua.

L'*aia per lo spurgo* è una superficie piana, di pietre o di tavole, leggermente inclinata dal di dietro al davanti che ha un orlo alle parti laterali e nella parte superiore, la quale ha un buco per cui si fa giungere l'acqua che deve lavare il minerale. Si rimescola questo minerale con un badile, mentre trovasi sottoposto all'azione di una corrente d'acqua. Questo apparato, che serve ad un tempo per lo spurgo e per la scelta, era altre volte il solo in uso; ma vi si è generalmente sostituito il seguente.

Il *graticcio* è formato di sbarre di ferro quadrate, di 0,^m 03 di grossezza e 0,^m 6 a 0,^m 8 di lunghezza, poste parallelamente ed orizzontalmente; gli intervalli che lasciano tra loro sono di 0,^m 03. Questo graticcio è posto al di sopra di un piano inclinato che conduce ad un bacino circolare, di circa 0,^m 6 di diametro. Si è in esso che si riunisce la polvere metallica trasportata via dalla corrente d'acqua, che serve a lavare il minerale posto sul graticcio, e che è fornita da un canale di legno che va su di esso.

Facevasi uso altre volte in Inghilterra, per la rottura del minerale, di un utensile noto col nome di *batte*; questo è una specie di piccol maglio o lastra di ghisa di circa 0,^m 076 quadrati munito di un manico. Il minerale da frantumarsi veniva posto sopra un aia piana, avente dei piccoli muri sul di dietro ed ai fianchi, e elevata al di sopra del suolo circa un metro alla parte la più bassa. Sul davanti eravi un muro di mattoni, su cui si poneva una pietra piatta durissima, od una lastra di

ghisa di 2,^m 13 di lunghezza, sopra 0,^m 19 di larghezza e 0,^m 04 di grossezza. L'operaio seduto davanti a questa lastra, rompeva a colpo di *batte* il minerale impuro.

2426. A questo stromento si è sostituito con vantaggio da circa quarant'anni, dei cilindri; ciò non ostante la *batte* è ancora in uso nel Derbyshire.

La macchina da frantumare (tavola I fig. 1, 2, 3 e 4) consta di un paio di cilindri scanalati *m m* e di due paia di cilindri lisci *z z z z* che servono gli uni e gli altri alla frantumazione del minerale. I due cilindri di ciascuno dei tre paia girano simultaneamente in senso inverso, col mezzo delle ruote dentate *m m* (fig. 2, e 3) che ciascuno di essi porta sul suo asse e che si ingranano tra loro. Uno dei cilindri scanalati è posto sul prolungamento dell'asse della ruota motrice, che porta in oltre una ruota dentata di ghisa, *D* che si ingrana colle ruote dentate *e e*, fissate sugli assi di due dei cilindri lisci. Al di sopra dei cilindri scanalati, trovasi una tramoggia *S*, che versa il minerale apportato dai carretti che corrono sopra una strada di legno ed al cui fondo evvi una finestra che aprendosi pel di sotto permette al minerale di escire. Al di sotto della tramoggia il minerale passa in un piccolo trogolo chiamato *sabot*, che lo versa continuamente sui cilindri per le scosse che vi imprime un'asta di legno *i* (fig. 3). Si regola la posizione del *sabot*, in modo che non cade giammai sui cilindri tanto minerale che basti per ostruirli. Riceve un piccolo filo di acqua che, cadendo sui cilindri, impedisce che si riscaldino. Dopo di essere passato tra i cilindri scanalati, il minerale cade sui piani inclinati *n n*, che lo versano sull'uno o sull'altro paio di cilindri lisci.

I cilindri scanalati o lisci, formati di ghisa sono, come si vede, le parti principali di questa macchina.

Oltre a questi tre paia di cilindri, alcune macchine da frantumare ne hanno un quarto, atto a frantumare il minerale che non contiene grossi pezzi come le materie procedenti dalla prima cibratura dei cribri a scosse.

I cilindri che costituiscono questo pezzo accessorio, sono lisci e simili ai cilindri *z z* e *z' z'*. Uno di essi è d'ordinario posto sul prolungamento dell'albero della ruota idraulica, dal lato opposto alla macchina principale; e l'altro, posto a lato, riceve il suo movimento dal primo col mezzo di un ingranaggio.

Quando la matrice che accompagna il minerale è troppo dura per cedere facilmente all'azione dei cilindri, e quando

i minerali esigono un maggior grado di tenuità, si fa uso delle pile, le quali vengono adoperate in concorrenza coi cilindri.

2427. Per la cribratura si fa uso di due specie di cribri, il *cribro a mano* ed il *cribro a scosse*; il primo è un telaio ovale, il cui fondo è formato di una rete di filo di ferro; la sua larghezza è di 0,^m 46 sopra una lunghezza di 0,^m 44; ha due manichi col mezzo dei quali l'operaio l'agita e lo scuote in un tino pieno d'acqua, ora manteneudolo in una posizione orizzontale, ed ora inclinandolo in diversi modi.

Il cribro a scosse è rettangolare al pari del tino nel quale viene scosso. Le maglie quadrate del cribro, di filo di ferro forte, hanno 0,^m 0098 di lato. Questo cribro è sospeso all'estremità di una leva bifurcata che un fanciullo posto presso della sua estremità fa muovere con vivacità dal basso all'alto e dall'alto al basso, in modo da scuotere fortemente il cribro sospeso all'estremità opposta.

2428. Indipendente dai cribri ed aie da *depurare*, descritti precedentemente, si fa uso per la lavatura dei minerali dei seguenti apparati:

1.^o *Cassa da lavare*: è una specie di cassa tedesca, composta di un troguolo o cassa, nella quale giunge una corrente d'acqua, e di una larga fossa il cui fondo è unito ed orizzontale. Il minerale viene posto nel troguolo, in cui viene agitato con un badile ricurvato sui lati; si levano via di tempo in tempo le parti più grosse che vi rimangono, mentre le più tenui vengono trasportate dall'acqua e depositate nella fossa.

2.^o *Cassa per lavare gli schlamm*; è analoga alle casse tedesche, e consta del pari di un troguolo o cassa che riceve una corrente d'acqua foruita da un buco a cavigliaccio, che si apre o chiude più o meno, e di una fossa il cui fondo è unito ed orizzontale. Il fango metallico o *schlamm*, compiutamente stemperato nell'acqua, va a depositarsi sull'aia; le parti le più pure formano il primo strato.

3.^o Un apparato simile alle tavole gemelle, riceve l'acqua da un buco a cavigliaccio, e munito di un piano inclinato, corrispondente alla testa delle tavole gemelle, al di sotto delle quali c'è un'aia piana e sensibilmente orizzontale. Si distende uno strato sottile di materie fangose sul piano inclinato, e col mezzo di un nappo d'acqua assai sottile, che si divide in piccole correnti, si levano via a poco a poco le materie fangose;

esse si depongono sull'aia piana inferiore, nell'ordine del loro peso specifico.

Il tino a sciaquare (Tav. 50, figg. 5, 6, 7) è munito di un asse verticale che porta un agitatore AB che si mette in moto con una manovella. Questo apparato serve a mettere il minerale fino di già quasi puro, in sospensione nell'acqua; col riposo, le parti metalliche si separano dalle terre. Si favorisce questa separazione, battendo sulle pareti del tino durante la precipitazione, ciò che ritarda quella delle materie terrose senza far fermare, per così dire, quella delle parti metalliche.

2429. Tra queste diverse operazioni, quelle in cui si fa uso di una corrente d'acqua, lasciano sempre sfuggire alcune delle parti più tenui del minerale. Si raccolgono esse nei *bacini di deposito o labirinti*, nei quali entra l'acqua che proviene dalla macchina da tritare o dagli apparati di lavatura; questi bacini hanno circa 6 metri di diametro e da 0,60 ad 1 metro di profondità. Tosto che la corrente d'acqua è entrata nel bacino di deposito, il minerale che essa tiene in sospensione tende a cadere a poco a poco al fondo; l'acqua quasi chiara sfugge e si perde.

2430. Consideriamo ora l'andamento dell'operazione. Il minerale sporco è scaricato all'orificio della cava da un operaio che si occupa tosto di scegliere i frammenti secondo la loro grossezza, in tre specie:

I più grossi, chiamati minerali da rompersi, sono separati a mano; il resto è posto sul cribro.

I pezzi separati a mano vengono rotti a colpo di mazza, e danno colla scelta: 1.° del minerale massivo o puro: 2.° dei frammenti composti di sostanze terrose e di minerale più o meno intimamente miescolato; hanno la grossezza di una noce e vengono rotti di nuovo; 3.° ed in fine dei frammenti di materie terrose che sono rigettati.

I pezzi rimasti sul cribro, dopo di essere stati sottoposti alla lavatura nei tini o troguoli già descritti, vengono trasportati sopra una tavola e scelti; ne risulta del minerale in massa, del minerale da rompersi e del minerale da scarto; i primi sono riuniti in mucchio per essere sottoposti al trattamento che ad essi conviene.

I frammenti di minerale miescolato, della grossezza di una noce, vengono ridotti colla mazza a quella di un pisello, ed in seguito posti in un cribro a mano. Il lavatore pone nel suo cribro una certa quantità di questi

frammenti, lo immerge in un grande tino quasi pieno d'acqua, e ve lo agita a scosse, per far salire alla superficie le parti terrose o leggere, che leva via in seguito con una assicciuola coi lembi di ferro. Le prime di queste sostanze non contenendo sensibile quantità di galena, vengono rigettate. Le seconde più ricche sono frantumate di nuovo colla mazza. Dopo di aver caricato il cribro a più riprese, si ottiene al fondo di questo uno strato considerevole di minerale, che si può considerare come puro, e le cui porzioni più grosse si trovano nella parte superiore, mentre le più fine formano un letto che ricopre immediatamente il graticcio del cribro. Si leva via allora la parte superiore, lasciando intatto il letto di minerale fino che copre il graticcio del cribro; rende esso più facile le cribrature susseguenti, e diviene spesso utile nelle operazioni che siamo per descrivere.

Durante la cribratura, molte piccole parti di minerale e di sostanze pietrose passano a traverso del cribro e si accumulano al fondo del tino. Quando è riempito a due terzi, si fa calar fuori l'acqua dolcemente, e si estrae il sedimento, ponendolo in un mucchio. Si versa dell'altra acqua nel tino; si rimette il sedimento sul cribro, munito del suo strato di minerale fino, e si scuote il cribro, levando via di tempo in tempo le materie leggeri che giungono alla superficie per gettarle via. In quanto al minerale, che si accumula continuamente sulla rete del cribro, si leva via del pari di tempo in tempo per gettarlo nel tino, nel quale cadono da sè stesse le parti di minerale finissimo, come anche alcune particelle pietrose.

Per isbarazzarsi da queste ultime, si agita l'acqua in fondo nel tino, col mezzo di un badile, e si riunisce il minerale in mucchio in un angolo del fondo, da dove si leva col mezzo di un badile a manico corto per immagazzinarlo in un mucchio distinto. In quanto al fango che l'acqua di lavatura tiene ancora in sospensione, si riceve in un bacino di deposito.

2431. Si trattano tutti i fanghi con una nuova serie di operazioni che si eseguisce col mezzo di una piccola corrente di acqua. Si pongono sulla cassa da lavare gli schlamm, di cui abbiamo già parlato, e si sottopongono all'azione di una corrente d'acqua, sino a che la maggior parte delle materie straniere, essendo trasportate verso la parte inferiore della cassa, il residuo acquista la tenacità propria al minerale fino un poco più ricco. Lo si trasporta sulle tavole analoghe alle tavole gemelle.

Viene posto su di esse in piccolissima quantità sul piano inclinato che ne forma la testa, e si fa scorrere sulla superficie un nappo d'acqua, che vi si divide in molte piccole correnti. Il minerale vien ben tosto trasportato pel lungo del piano inclinato sino sulla tavola dove le sue diverse particelle si depongono nell'ordine della loro densità. Di tempo in tempo il lavatore appiana la superficie del deposito col suo badile, affine di renderlo sodo ed unito perchè nulla sfugga. Lo stesso minerale fino è sottoposto più volte di seguito a questa operazione, sino a che si ottiene un minerale ricco, che si depura ancora nel tino da sciaquare (Tav. 5o; fig. 5, 6, 7).

Questo tino contenente dell'acqua è munito del suo agitatore che si mette in moto rapidamente in modo da imprimere all'acqua un movimento circolare, e vi si versa a poco a poco il minerale fino. Tosto che è sparso nel liquido, si batte sulle pareti del tino con martelli o con grossi pezzi di legno, affinchè il minerale cada a fondo. Le parti più leggeri, quasi unicamente formate di materie di rifiuto, non cadono che quando si desiste di battere. Si fa scorrer via l'acqua, si leva fuori e si getta via il fango, estremamente povero, che forma la parte superiore del deposito, e si trova al fondo del tino il minerale puro. Questo metodo è eccellente; e si separa in tal modo benissimo, per esempio, la blenda che accompagna sempre la galena.

2432. I processi adoperati in Inghilterra diversificano realmente da quelli in uso sul continente ad onta della analogia di alcuni apparati inglesi, cogli apparati alemanni coi quali li abbiamo confrontati. In mancanza di notizie certe sui risultamenti economici del metodo inglese, riprodurremo le riflessioni che i signori Dufrenoy ed Elia di Beaumont sono stati indotti a fare, con un esame diligente dei prodotti che esso fornisce.

1.° La lavatura e la separazione dei minerali vengono eseguite con diligenza e con prontezza. Queste operazioni, intieramente analoghe a quelle delle miniere di Pollauen, sembrano inferiori alla lavatura sui graticci a gradini di Sassonia; operazione, che nello stesso tempo che serve a nettare il minerale ha il vantaggio di classificarlo in grani di diversa grossezza.

2.° La frantumazione col mezzo de' cilindri è molto più spedita che col mezzo delle mazze; e non soltanto questa macchina arreca grande economia nelle spese di frantumazione, ma diminuisce anche la perdita della galena.

Questi cilindri suppliscono anche vantaggiosamente alle pile a secco adoperate in alcuni stabilimenti, e specialmente ad Huelgoet. Si deve dunque considerare la loro introduzione come una delle più felici innovazioni, che siano state fatte nelle preparazioni meccaniche de' minerali.

3.° I cribri a scossa sembrano preferibili ai cribri a mano. Per assicurarsene bisognerebbe fare delle esperienze comparative; ciò non ostante si è osservato che la quantità di minerale che si sottopone all'azione del cribro a scossa è maggiore nello stesso tempo di quella che si può cribrare a mano, senza che la purezza della grana riesca meno perfetta.

4.° Il sistema di lavatura inglese differisce essenzialmente da quello che si adopera in Bretagna. Tutte le sabbie prodotte dalla pila, una parte di quelle procedenti dai cilindri di frantumazione, i depositi dei tini di cribratura, ed anche una parte dei depositi fangosi o *schlamms*, vengono lavati sopra tavole analoghe alle *casse alemanne*; non vi sono che alcuni depositi estremamente fini che vengono lavati sulle tavole corrispondenti alle tavole gemelle; ed anche questi depositi vengono lavati preventivamente nelle casse. In Bretagna al contrario le casse alemanne sono destinate soltanto per i depositi della cribratura e per le sabbie assai grosse delle pile; tutti i depositi fini vengono lavati sulle tavole gemelle, la cui inclinazione è assai debole e su cui non si ammette che una lamina d'acqua sottilissima.

5.° In quanto ai bacini di deposito, vengono essi costrutti con molto meno cura che in Francia ed in Germania; non hanno mai come in questi ultimi paesi quei luoghi rivolgenti sopra loro stessi, che fecero dare ad essi la denominazione di labirinti. È probabile che gli ultimi depositi, che sono lavati con vantaggio in Francia ed in Germania non potrebbero esserlo egualmente nella Cumberlandia. Si può credere però che l'introduzione delle tavole a scosse permetterebbe di raccogliere dei depositi che or si trascurano.

Da questo sistema di lavatura e dalla disposizione dei bacini di deposito, risulta che il lavoro nella Cumberlandia è più spedito di quello della Bretagna, ma che dà anche dei minerali meno puri, e che produce delle perdite maggiori. In fatti, si trova spesso del vantaggio a far subire nuove preparazioni ai rifiuti. Ciò non ostante siccome il combustibile è a bassissimo prezzo, e la mano

d'opera carissima, può essere che si trovi maggior vantaggio a fondere del minerale meno puro ed a perdere qualche parte di galena, piuttosto che aumentare il numero delle operazioni di lavatura.

6.^o Finalmente l'apparato indicato sotto il nome di tino a sciaquare sembra dover essere adoperato negli stabilimenti in cui la galena è mista con molta blenda; poichè si ricava da uno schlich che all'occhio sembra essere nettissimo, una considerevole quantità di blenda col trattarlo in questa specie di tino.

De' forni in generale.

2433. I forni adoperati in metallurgia possono essere divisi in due classi ben distinte; gli uni esigono una macchina soffiante, e sono in tal caso indicati col nome di *forni a corrente d'aria forzata*; gli altri, che non ne hanno bisogno, vengono chiamati *forni a corrente d'aria naturale*.

Tutti i forni sono composti di quattro parti principali che sono ora separate ed ora confuse insieme in quanto al luogo, ma non mai in quanto all'azione.

Queste parti sono: il *focolare*, la *bocca*, il *laboratorio* ed il *cammino*.

I materiali adoperati per la costruzione dei forni debbono essere ben scelti e capaci di resistere all'azione continuata del calore. Non debbono nè fendersi, nè scheggiarsi, nè fondersi. In alcune località si fa uso di certi gres, ma il più delle volte sono costrutti di mattoni fatti espressamente, con un miscuglio di argilla scelta e di vecchi mattoni refrattari non vetrificati. Si pretende che i mattoni fatti col mezzo di una forte compressione resistano più a lungo.

Le diverse parti del forno debbono essere legate insieme tra loro con spranghe e fili di ferro battuto; queste *armature* impediscono lo sconcertarsi delle pareti cagionato dalla dilatazione che soffrono.

È essenzialissimo di allontanare l'umidità dai forni, e specialmente dai fondamenti di essi; poichè non solo l'acqua che si introduce nei muri, raffredda molto il focolare, ed arreca una inutile maggiore spesa di combustibili, ma in oltre col vaporizzarsi disaggrega l'edificio, e lo fa degradare rapidamente. Si evita questo inconveniente col formare alla base dei forni dei canali in cui l'aria possa circolare, e pei quali i vapori si svi-

luppano. In generale e per questo motivo i forni detti a riverbero sono costrutti sopra una volta.

2434. Quando si dice che i materiali adoperati nella costruzione di un forno debbono essere refrattari, bisogna distinguere quelli che debbono resistere semplicemente all'azione di un calore forte e di lunga durata, da quelli che debbono nello stesso tempo sopportare l'influenza delle sostanze che si trattano nel forno. La silice pura, un'argilla molto silicea possono essere perfettamente refrattarie nel primo senso, e si fonderanno ciò non ostante con facilità se sono riscaldate in contatto con basi energiche. La magnesita pura o mista con pochissima argilla, darebbe pure dei mattoni refrattarii al fuoco, ma incapaci di resistere all'azione della silice o dei silicati, che si producono sì spesso nei forni.

Tutto ciò che si può dire su questo proposito si è che molte argille o rocce naturali sono abbastanza refrattarie al fuoco, perchè possano essere adoperate con buon successo quando non vi intervenga alcun agente chimico. Ma quando bisogna nello stesso tempo opporre resistenza anche a questa seconda influenza, si deve scegliere dei materiali con eccesso di base, perchè resistano alle basi, e dei materiali con eccesso di silice, perchè resistano agli acidi.

L'interno dei forni di riduzione è formato di un miscuglio di polvere di carbone e d'argilla inumidita chiamato *brasca*. Esso garantisce le loro pareti dall'azione corrosiva che potrebbero esercitare certe terre ed ossidi metallici; qualche volta si rivestono di ghisa. Si dà a questa costruzione interna il nome di *camicia*, e può essere rinnovata senza che occorra di distruggere il forno.

Un forno nuovo non deve essere adoperato che perfettamente secco. Si deve dunque incominciare col riscaldare con molta precauzione, ed aumentare gradatamente la temperatura; prima della *mise en feu* propriamente detta.

Le relazioni e le forme dei forni dipendono dalle operazioni a cui sono destinati; variano secondo la natura del combustibile, secondo la quantità delle materie che si vuol trattare ad un tratto ed il grado di temperatura che debbono subire. Si vede che le buone proporzioni di quello che si adopera, esercitano una grande influenza sul successo dell'operazione. Laonde noi ci limiteremo qui ad alcune considerazioni generali, riservandoci di dare all'articolo relativo a ciascun metallo, la descrizione minuta degli apparati impiegati pel suo trattamento.

Forno a corrente d'aria naturale.

2435. Questa classe non comprende veramente che i *forni da torrefare* ed i *forni a riverbero*.

I *forni da torrefare* spesso non sono altro che forni a riverbero ordinarii, ma in molti stabilimenti vi si dà un'altra disposizione.

2436. *La torrefazione* può farsi senza forno, non avendo questa operazione per oggetto che di riscaldare il minerale a rosso col contatto dell'aria ed anche senza che questo contatto sia necessario.

Si fa uso allora della *torrefazione in mucchi*, di cui il trattamento de' minerali di rame ci fornirà un esempio. Si dispone il mucchio e si conduce l'operazione come se si trattasse di fare della calce in mucchio.

La torrefazione incassata, che si troverà descritta per le *mattes* di rame, pei minerali di piombo, ec., si eseguisce come il precedente, ma sopra un'aia incassata da tre muri, che regolano la corrente d'aria.

Finalmente si torrefa anche nei forni, e in questo caso con una sola parola si può darne un'idea; poichè sono forni simili ai forni da calce continui, oppure de' forni a riverbero.

2437. Il *forno a riverbero* è così chiamato, perchè si supponeva che le materie vi fossero riscaldate non solo dal contatto immediato della fiamma, ma ben anche dall'irradiazione della superficie interna della volta. Ciò che vi è di vero si è che questa per la sua posizione sforza la corrente d'aria calda a lambire le materie poste in esso.

I vantaggi dei forni a riverbero sono importanti. Il lavoro è continuo, non hanno bisogno di macchine sofisticanti, si può tener dietro a tutti i cangiamenti della sostanza che vi si tratta, aggiungervi altre sostanze e mescolarle insieme. È facile di avvicinarle o di allontanarle dal luogo in cui si sviluppa il maggior calore. Finalmente si può sospendere l'operazione quando si vuole, e principiarla di nuovo senza grandi preparativi nè perdita di tempo.

In questi forni, il minerale che si vuole trattare è separato dal combustibile e non è sottoposto che all'azione della fiamma; vantaggio reale, quando si adopera il carbon fossile come combustibile, e vi si trattano le materie che possono venire alterate dallo zolfo.

2438. Vi si distinguono tre parti principali che sono: il *focolare* nel quale succede la combustione; il *suolo* dove si pongono le sostanze da trattarsi; finalmente il *cammino* che è più o meno elevato.

Il focolare è composto della gratella su cui si pone il combustibile; la sua superficie deve essere in relazione colla capacità del forno e colla sezione del cammino, ad oggetto di ottenere un risultamento vantaggioso. Le sbarre della gratella sono più o meno distanti tra loro, secondo la qualità del combustibile che si adopera; debbono essere più distanti per la legna che pel carbon fossile, e più vicine pel carbon fossile minuto che per quello in grossi pezzi. Si forma tanto più vicina la gratella alla volta, quanto la fiamma del combustibile è più corta e meno voluminosa.

Il combustibile viene introdotto nel focolare, per una apertura laterale o superiore che si chiude, e che bisogna aprire in seguito il più di rado che sia possibile, all'oggetto di evitare l'introduzione dell'aria fredda, che abbasserebbe la temperatura del forno. D'ordinario la porta è di ghisa e scorre entro canaletti dell'egual materia; in alcuni forni questa porta è chiusa con una specie di tramoggia che versa sulla gratella il carbon fossile necessario.

Il *cineratoio* che è posto al di sotto della gratella riceve le ceneri e le parti di combustibile che passano tra le sbarre. Desso che fornisce l'aria che si precipita a traverso della gratella e mantiene la combustione; il suo orificio esterno, che deve avere delle grandi dimensioni, è ordinariamente in forma di volta, e rivolto al nord o nella direzione dei venti che regnano più costantemente nel paese. Qualche volta l'aria vi è guidata con lunghi condotti.

2439. Nel laboratorio del forno, si osservano tre parti principali; l'*aia*, l'*altare* od il *ponte* e la *volta* o *ri-verbero*.

L'*aia* è la parte del laboratorio sulla quale si pongono le materie sottoposte all'azione del fuoco. La sua superficie è piana o curva, orizzontale od inclinata; essa è formata con materie atte a resistere al calore ed al contatto delle sostanze che si trattano. Si può rifare l'*aia* od almeno ripararla, senza sospendere l'operazione, ciò che non può eseguirsi coi forni dritti. Le aie si fanno di mattoni nudi, di ghisa, di scorie, di calce, di marna, ecc. secondo la natura delle operazioni. Ma il

più delle volte si costruiscono con sabbia un poco argillosa ben battuta o con *brasca*. Nella parte bassa dell'*aia*, vale a dire, all'estremità opposta del focolare, quando si tratta di fare una fusione, si scava un bacino o crociuolo, nel quale va a raccogliersi la massa fusa. Si forma al fondo del crociuolo un canale che passa all'esterno, e conduce la materia nel bacino di ricevimento: questo canale è otturato, durante l'operazione con un turacciolo d'argilla che si leva via quando si deve far colar fuori il metallo; operazione che chiamasi fare la *percée* o la *colata*.

2440. L'*altare* od il *ponte* è un piccol muro che separa il focolare dall'*aia*, destinato a ritenere le materie poste sull'*aia*. Verso questo punto la temperatura è la più elevata; vi si pongono le materie da trattarsi coll'introdurle per le porte di lavoro, che si debbono ritenere esattamente chiuse durante l'operazione, affine di ottenere il massimo calore. Queste parti servono per rimescolare al bisogno le sostanze in fusione.

La *volta*, la cui forma stacciata serve a distendere la fiamma sulle dette sostanze, deve essere costrutta di mattoni refrattarii. Il laboratorio va diminuendo dal focolare al cammino: non vi deve essere alcuna cavità inutile, e, salvo le circostanze eccezionali, l'*aia* non debbe mai essere più larga del focolare. Le sue dimensioni sono determinate, secondò le operazioni, e dietro l'esperienza acquistata sui forni che danno i migliori risultati.

Il *cammino*, che determina la corrente, è posto qualche volta al di sopra del forno stesso, come nei forni destinati alla fusione del bronzo; vi si dà allora poca altezza. Quando la corrente deve essere fortissima, è di ordinario posta all'estremità o sul lato. Tra esso ed il forno si trova qualche volta un canale inclinato chiamato *rampant*, il quale serve a raccogliere la polvere trasportata via dalla corrente. La sua altezza e la sua sezione sono in relazione colla superficie della gratella, colla lontananza delle sbarre e colla natura del combustibile. La sua altezza è d'ordinario di 8 a 10 metri, qualche volta anche di 15 a 20. Si aumenta o si diminuisce la sua sezione col mezzo di un *registro* o *toppa* e si modifica in tal modo il calore prodotto.

La temperatura che si sviluppa in un forno a riverbero costruito in buone proporzioni, può salire al grado necessario purchè il ferro dolce entri in fusione.

2441. In questi ultimi anni i forni a riverbero destinati all'arrostitura hanno ricevuto una modificazione essenziale. Si era da prima creduto che l'aria calda, dopo avere attraversato il focolare, contenesse ancora abbastanza ossigeno per torrefare i minerali sottoposti alla sua azione quando si aveva cura, come può ben vedersi, di rendere l'accesso di quest'aria facile, e di fornirne un eccesso alla fiamma. Ma rimaneva sempre qualche incertezza sul risultamento, e la fiamma poteva variare di natura e di effetto, per la durata dell'operazione. Si è corretto questo inconveniente in Inghilterra conservando nel ponte del focolare un canale che si apre sull'aia, col mezzo di alcuni buchi, e che va a comunicare coll'aria esterna al di fuori del forno. Si stabilisce una corrente in questo condotto, ed un'aria pura va continuamente a gettarsi sul minerale, la cui torrefazione riesce così più rapida e più completa.

2442. Il signor Brunton ha immaginato, in questi ultimi tempi, un forno a riverbero che può offrire dei vantaggi reali sotto il punto di vista economico, in quanto che l'operazione riesce veramente continua. L'aia di questo forno può girare sopra un asse verticale, messo in moto da una macchina. Il minerale posto in una tramoggia, cade sul centro dell'aia, e vi forma un mucchio conico. Un rastrello a paletta, assicurato al di sopra dell'aia, distende a poco a poco il minerale dal centro verso i lembi, e finisce a farlo entrare in un orificio di scarico, da cui cade fuori del forno.

Questo apparato, applicato in Inghilterra all'arrostitura dei minerali di rame, vi ha ottenuto, per quanto si dice, un ottimo successo. Ciò non ostante, lasciando da parte la spesa necessaria pel motore, questa nuova disposizione del forno da torrefare, conveniente forse in detto caso particolare, lascia ancor molto a desiderare sotto un punto di vista più generale.

In fatti, il focolare è ad una delle estremità del forno, il cammino all'altro; il minerale cade al centro sull'aia, e si stende a poco a poco alla circonferenza, che va continuamente nel suo movimento di rotazione, dal lato del focolare al cammino, per ritornare verso il focolare e così di seguito. Il minerale è dunque alternativamente riscaldato e raffreddato, indi riscaldato ancora. Portato caldo verso il cammino, cede senza bisogno il suo calore al fumo; ritornando freddo verso il focolare, assorbe a pura perdita una quantità di calore che riporta di nuovo al fumo.

2443. Per trarre il miglior partito da un forno a riverbero, bisogna dare alle materie un movimento continuo, opposto a quello della fiamma. Ciò non ostante, nel caso particolare della torrefazione di una sostanza fusibile questi riscaldamenti e raffreddamenti alternativi non sono senza utilità, poichè producono l'effetto che si ottiene d'ordinario col rimescolare la materia con un riavolo.

Il principio indicato ha diretto i costruttori nella disposizione de' nuovi forni di torrefazione di fusione, adoperati in alcune manifatture di rame in Inghilterra. Tre aie sovrapposte, comunicanti con botole praticate nella grossezza delle volte, servono ad effettuare l'arrostitura e la fusione simultaneamente. La fiamma passa sulla prima, percorre per la seconda, indi per la terza, prima di perdersi nel cammino. La sostanza arriva al contrario sulla terza aia, vi dimora e cade in seguito sulla seconda, dove la si distende. Dopo di esservi rimasta per qualche tempo, la si fa cadere sulla prima, nella quale si compie l'operazione. Sulla terza aia, la materia si riscalda ed incomincia ad arrostitirsi; sulla seconda, l'arrostitura si compie; sulla terza si fa la fusione. Si è dunque posto in pratica per quanto può farsi, il sistema di *andamenti inversi* indicato dal raziocinio come il più favorevole ad un riscaldamento economico.

Delle macchine soffianti.

2444. Non si può sempre accontentarsi dell'effetto dei forni a riverbero semplici, o modificati, che si sono descritti, per effettuare le forti arrostiture richieste da certe operazioni metallurgiche. La raffinazione del rame, la raffinazione dei piombi d'opera per esempio, richiedono una corrente d'aria più energica e più pura, che si versa sull'aia, col mezzo di un mantice o di una macchina soffiante.

Nello stesso modo nei forni che hanno un cammino molto basso, non che in quelli in cui il cammino più elevato è riempito esso medesimo di sostanza da fondersi, non si può ottenere una corrente d'aria sufficiente e si è costretti a ricorrere all'uso di un vento forzato. Tale è il caso dei forni a manica, che sono troppo bassi per far senza di tale sussidio. Tale è pure il caso degli alti forni, i quali, più elevati, non avrebbero ciò non ostante che una corrente imperfetta, perchè nel ca-

ricarli, come si usa, per tutta la loro altezza, il fumo si raffredda troppo, e il suo andamento è troppo contrariato dagli innumerevoli giri che deve percorrere. Bisogna dunque applicare a questi forni delle macchine soffianti.

Ora, i mantici lanciauo direttamente l'aria nel forno, ora l'aria è compressa in un serbatoio, da cui sfugge con maggiore regolarità.

2445. Le macchine soffianti si dividono in *mantici propriamente detti*, in *mantici soffianti*, o *mantici a stantuso*, *mantici idraulici* e *trombe*.

I mantici adoperati in metallurgia sono di due specie, costrutti sugli stessi principii dei soffietti comuni ed hanno presso a poco una stessa forma. Gli uni sono di pelle; ma vengono a poco a poco abbandonati per la loro carezza e per la loro poca durata. Gli altri sono di legno e constano di due casse piramidali poste orizzontalmente, di cui la superiore che è mobile, entra nell'altra; l'inferiore che è fissa porta la canna ed è munita al fondo di una valvola che si apre dal di fuori al di dentro. Quando la cassa superiore si innalza, l'aria entra per la valvola e sfugge per la canna quando si abbassa. Si dispongono due mantici, l'uno a lato dell'altro, che si aprono e si chiudono alternativamente quando si vuole ottenere un vento continuo.

Questi mantici hanno un grande difetto; l'aria non ne è espulsa per intiero, ed il fondo delle casse non potendo toccarsi, una parte dell'effetto del motore è consumato a pura perdita; in oltre, gli attriti sono considerevoli e le riparazioni frequenti.

2446. Si preferiscono in oggi le trombe soffianti o mantici a stantuso, la cui applicazione è recente. Esse constano di una cassa, nella quale sale e discende un stantuso di eguale diametro, guarnito in modo da non perdere aria. Siccome in queste macchine la base del stantuso va a toccare il fondo della cassa, tutta l'aria è espulsa e si evita l'inconveniente dei mantici ordinarii.

Quando le trombe soffianti sono di legno, vi si dà la forma quadrata; quando sono di ghisa, vi si dà la forma cilindrica; ve ne sono di formate con quattro lastre di marmo liscio, convenientemente riunite. Lo stantuso è d'ordinario costruito come quello delle macchine a vapore.

In una macchina di legno a stantuso mossa da una ruota idraulica a caduta superiore, l'effetto utile è eguale al quarto o ad un quinto della forza adoperata.

All'oggetto di ottenere un vento continuato, si pon-

gono parallelamente due casse simili, di cui l'una si abbassa quando l'altra si innalza. Ciò non ostante, esse danno ancora un vento molto ineguale, e richiedono l'uso del regolatore.

Le migliori macchine soffianti sono le macchine metalliche a stantuffo. Se ne fanno in Inghilterra di una dimensione che va sino a quasi un metro di diametro per lo stantuffo. I cilindri ed i stantuffi di ghisa sono costrutti colla stessa diligenza come si trattasse di una macchina a vapore; solo che nulla qui impedisce di coprire lo stantuffo di cuoio, ed i costruttori approfittano di questa libertà che permette di costruire lo stantuffo esatto con assai minore spesa. Col mezzo di una macchina soffiante a stantuffo, come quella rappresentata dalla Tav. 63, si possono ottenere almeno 300 metri cubici di aria per minuto; la pratica realizza colla variazione di un ventesimo l'effetto indicato dal calcolo dietro la capacità del cilindro, il numero delle corse dello stantuffo e la loro estensione. In generale si fa eseguire allo stantuffo quattordici o sedici levate per minuto, e vi si dà una ascensione un poco inferiore al suo diametro.

Per queste trombe si adoperano delle macchine a vapore di cinquanta ed anche di cento cavalli.

2447. Gli apparati che abbiamo descritti, arrecano una grande perdita di forza motrice, oppure esigono una spesa considerevole. Si è dunque cercato di procurarsi degli apparati migliori o meno cari. Non si è prodotto cosa alcuna di meglio della *tromba* soffiante, ma vennero inventati degli apparati che hanno dell'utilità, e che ci studieremo di far conoscere.

Martino Trinval immaginò, nello scorso secolo, una macchina assai semplice, che consta di due casse rovesciate nell'acqua, munite di valvole, e sospese ciascuna all'estremità di un bilanciere; di modo che quando una di esse si innalza, si riempie d'aria per un'apertura che si chiude col mezzo di una valvola quando ridiscende. Durante quest'ultimo movimento, l'aria trovandosi compressa in ragione della diminuzione dello spazio compreso fra il fondo della cassa e la superficie dell'acqua, sfugge per un'altra valvola, passa nel serbatoio e di là nel forno.

2448. Un altro apparato consiste in un cilindro a fondo piatto, specie di botte il cui asse orizzontale si muove tra cuscinetti. All'estremo trovasi una leva che serve ad imprimere alla botte un movimento di va e viene,

facendole descrivere un arco di cerchio. Questa cassa è divisa in due compartimenti con un tramezzo impermeabile all'aria, che discende verticalmente sino a due terzi della sua altezza; ad ogni fondo della cassa trovansi due valvole, di cui l'una si apre al di fuori e l'altra al di dentro; esse servono ad aspirare e ad espellere l'aria. La cassa è ripiena d'acqua sino al livello dell'asse ed un poco al di sotto dei lembi inferiori della tramezza: due galleggianti impediscono che si produca una troppo grande agitazione nel liquido, quando si fa muovere la macchina.

È facile comprendere l'effetto di questo apparato; si vede che l'acqua occupando sempre lo stesso spazio, qualunque sia la posizione della macchina, l'aria deve essere fortemente compressa nella parte compresa tra la tramezza, la superficie del liquido e le pareti della cassa, nel momento in cui l'acqua abbandona uno dei compartimenti per passare nell'altro. Tende dunque a sfuggire per la valvola, con tanto maggiore forza, quanto la differenza di livello nei due compartimenti è maggiore; in modo che l'acqua, cangiando posto, aspira l'aria da un lato e l'espelle al contrario dall'altro, col mezzo del giuoco delle valvole. Ad oggetto di avere un vento presso a poco continuo, si stabiliscono due macchine simili, e si combinano in modo che l'una aspira l'aria al momento in cui l'altra la caccia nella canna.

2449. Tra le antiche macchine soffianti, una delle più semplici e delle più ingegnose, è quella nota col nome di *tromba*, e che si adopera in molti stabilimenti delle Alpi e de' Pirenei. L'effetto delle trombe è fondato sulla proprietà che l'acqua possiede di trascinare seco, quando cade con celerità, una certa quantità d'aria che lascia sfuggire in seguito. Queste macchine vengono adoperate con vantaggio nei paesi di montagna, in cui le cadute d'acqua si incontrano spesso. Esse constano di un tubo di legno cilindrico o quadrato, di circa 7 metri di altezza e di 20 centimetri di diametro, posto verticalmente; la parte superiore, ha la forma di una tramoggia allungata, verso la sua parte stretta, sonvi quattro aperture oblique che chiamansi *trompilles*, per le quali l'aria ambiente può entrare nella tromba e mescolarsi coll'acqua. Questa, condotta da un canale posto al di sopra della tromba, vi si precipita per la tramoggia e produce una corrente che fa entrare l'aria per le *trompilles*: essa involuppa quest'aria e

la trasporta seco in una cassa dove, cadendo sopra una pietra, se ne separa e sfugge per alcuni buchi praticati al fondo della cassa. L'aria separata dall'acqua, e spinta da questo liquido, è cacciata con forza nel portavento che la conduce nel forno.

Le esperienze dei signori Tardy e Thibaud, provano che l'igrometro non si innalza all'umidità estrema nell'aria contenuta nella tromba. Vi si mantiene soltanto tra 90 e 92 gradi, per cui vi si accosta molto, come si vede; ma gli effetti di questa umidità non sono forse tanto da temersi, come si era asserito.

2450. Del resto i vantaggi delle trombe sono evidenti, e dipendono dalla limitatissima spesa della loro costruzione e della loro manutenzione. Un tronco d'albero forato, posto sopra una botte, forma una tromba sufficiente pel servizio di un fuoco assai attivo; ma per una tromba richiedesi una caduta d'acqua di circa cinque metri, ciò che non si può ottenere facilmente che nei paesi montuosi, e d'altronde questo apparato è assai lungi dal produrre l'effetto utile che si può ottenere da una buona macchina a stantuffo.

Il signor d'Aubuisson, appoggiandosi ad esperienze fatte con trombe bene costrutte, trova che l'effetto utile varia da 0, 10 a 0, 13 in una tromba di cinque metri di altezza. Si può dunque ammettere, a termine medio, che una tromba realizzi il decimo della forza motrice della corrente.

2451. *Dei regolatori.* Affine di dare maggiore regolarità all'azione del vento prodotto dalle macchine soffianti e specialmente dai mantici idraulici, si pone tra il forno e la macchina una cassa o serbatoio, che chiamasi *regolatore*. Ve ne sono di più specie.

Il regolatore ad acqua, che ha molta analogia col mantice idraulico, consta di una cassa rovesciata, nella quale passa l'aria che esce dalla macchina soffiante. Questa cassa è ora fissa, ora mobile; nel primo caso si è il liquido che si abbassa quando l'aria entra nel serbatoio, e che rimonta, quando l'aria sfugge pei condotti che lo portano nel forno; nel secondo ha la stessa disposizione dei gazometri adoperati per ricevere e per distribuire il gas da illuminare. Regolando convenientemente il peso che comprime l'aria, si giunge a darvi la celerità conveniente.

In alcune manifatture d'Inghilterra si adoperano come regolatori delle camere ad aria, che sono grandi volte co-

strutte di muro od escavate nella roccia secondo le circostanze, e nelle quali si fa entrare l'aria spinta dalle macchine soffianti. Questo spazio essendo assai considerevole in confronto di quello delle trombe soffianti, l'aria vi acquista una densità media che è ad un di presso sempre la stessa. Questi serbatoi che hanno il grave inconveniente di perdere molt'aria, sono inoltre molto dispendiosi per la loro costruzione.

La oggi vi si sostituiscono delle sfere o dei cilindri terminati da calottes sferiche. Si costruiscono questi apparati in lamiera di ferro diligentemente saldate, di un volume di dodici o quindici volte quello della tromba soffiante.

I regolatori secchi hanno, specialmente nell'estate, alcuni vantaggi sui regolatori ad acqua; non è che la presenza dell'umidità sia molto a temersi, ma perchè a volume eguale, contengono e forniscono maggior quantità d'aria reale. Bisognerebbe ingrandire le canne od aumentare la pressione, per ottenere lo stesso effetto da un regolatore umido.

Ad oggetto di poter conoscere ad ogni momento la compressione che soffre l'aria in queste macchine, e le variazioni che possono aver luogo nella sua forza elastica, questi regolatori sono muniti d'un manometro ad acqua od a mercurio.

Forni a vento forzato.

2452. In questa specie di forni, la sostanza da fondersi ed il combustibile sono in contatto; hanno d'ordinario una forma cilindrica o conica, quando sono ben concepiti. Il combustibile che vi si adopera è quasi sempre allo stato di carbone. Ciò non ostante vi si può abbruciare della legna allo stato naturale, e tagliata in piccoli pezzi, come si usa in Russia ed in Isvezia negli altiforni.

L'interno od il vuoto di questi forni può offrire un prisma retto, come negli antichi forni a manica; un complesso di piramidi o di coni, come negli alti forni da ferro; od anche un vero cilindro. Le loro dimensioni variano all'estremo. Ve ne sono di quelli che hanno persino 20 metri di altezza. Altri sono bassissimi come i *focolari delle fucine*, le *fucine catalane*, ed i *forni scozzesi*.

Alla parte superiore del forno è un orificio pel quale si introduce la sostanza da fondersi ed il combustibile. Le sostanze fuse colano fuori da un orificio più o meno

grande, posto alla parte inferiore. Quando il forno va bene, la carica si eseguisce ad intervalli di tempi eguali; lo stesso accade in quanto all'uscita delle materie. Nel caso contrario, quando la materia non è abbastanza fluida e le materie non discendono più, si cerca di togliere questo ingorgamento, od aumentando il calore del forno o con aggiunta di fondenti.

L'orificio di introduzione delle materie è chiamato *gola*. Quello che serve all'introduzione dell'aria chiamasi *bucolare della canna*, ve ne possono essere diversi, nello stesso modo che vi possono essere diversi orifici di *colata* che servono allo scolo dei prodotti.

2453. D'ordinario si mette all'apertura del bucolare un tubo. Qualche volta penetra al di là della parete interna del forno, e porta il vento molto più lungi; come nei focolari delle fucine; ma negli alti forni in cui il calore è considerevole, non è giammai protuberante. In alcuni casi, viene involuppato con un cilindro vuoto, nel quale si fa giungere dell'acqua che serve a raffreddarlo ed impedisce la sua distruzione.

Nei forni a manica, non si può far emergere la canna nell'interno del forno, ma la corrente d'aria tende a consolidare le materie che si ammassano continuamente verso la canna, e queste formano una specie di cilindro forato, che serve di prolungamento, dal quale passa l'aria; i fonditori vi danno il nome di *naso*. Se è vantaggioso assai di conservarlo nei forni a manica, non è lo stesso per riguardo agli alti forni di ferro, per cui si ha cura di impedirne la formazione.

Il bucolare riceve le canne dei mantici, e può ricevere un moto di inclinazione o di declinazione; poichè la sua direzione esercita una grande influenza sull'andamento delle operazioni; è necessario che col farla inclinare o coll'innalzarla, si possa portare il luogo del massimo calore dove si vuole.

Si vede che la combustione più rapida ha luogo verso il bucolare, ed un poco al di sopra, poichè l'aria che sfugge per questo orificio, tende ad innalzarsi per la dilatazione che subisce.

2454. L'operazione della fusione de' minerali in questa specie di forni è difficile perchè una volta che le materie od il combustibile sono introdotti nel loro interno, non si può più operare su di essi immediatamente; non si giudica dello stato dell'operazione che dietro segni poco certi; come sono l'oscuramento del bucolare; la densità

o la fluidità troppo grande delle scorie; il loro colore e quello della fiamma; il rumore che fa l'aria coll'attraversare le materie; e quello che risulta dalla loro caduta quando discendono per iscosse. Gli sconcerti di questi forni si correggono coll'aumentare o diminuire l'aria, coll'aumento o colla diminuzione del combustibile, dei fondenti, ec.

Le variazioni nella qualità del combustibile e la purezza dei minerali, i cangiamenti nell'andamento delle macchine soffianti, le degradazioni dei forni, la trascuratezza dei fonditori, sono altrettante cause che concorrono a sconcertare l'andamento del forno.

2455. Gli alti forni non vengono adoperati che pel trattamento dei minerali di ferro, e quindi si descriveranno in modo speciale nel capitolo che li riguarda.

I forni a manica servono a fondere i minerali di piombo, di rame, di stagno, ec. Sono poco elevati e si caricano pel davanti; alla loro parte inferiore, evvi un piano inclinato chiamato *focolare*, coperto di brasca pesante. Il metallo fuso scorre lungo questo piano, esce per un buco chiamato *occhio*, che è formato al basso della camicia, e passa per un canaletto, chiamato *traccia* in un bacino scavato nella brasca, e che chiamasi bacino di ricevimento. Quest'ultimo trovasi davanti al corpo del forno, e per così dire all'esterno. Questo bacino più alto del pavimento della fonderia è forato nel suo fondo da un buco che si può aprire ed otturare a piacere. Quando il bacino di ricevimento è pieno di metallo si apre questo canale ed il metallo passa in un secondo bacino più basso, che chiamasi bacino di colata. Le scorie che soprannuotano rimangono nel bacino di ricevimento. La parte anteriore del forno, è chiusa nella sua parte inferiore con mattoni o pietre e può essere demolita e ricostrutta con facilità, poichè la fusione non dura spesso che una settimana.

Questi forni hanno qualche volta due bacini di colata e due bacini di ricevimento; e per conseguenza due occhi, di cui uno è otturato mentre il metallo scorre nell'altro. Questa disposizione ha per oggetto di evitare, di sospendere la fusione durante la colata.

L'altezza che si dà ordinariamente a questi forni è di 2 oppure 3, 30 metri; quelli che sono di più di 4 metri, portano il nome di mezzo-alti-forni, e non possono più essere caricati sul davanti.

I forni *scozzesi* e i *focolari di fucine* che chiamansi anche *bassi forni*, trovansi nella classe sopra indicata e

verranno d'altronde descritti all'articolo dei metalli che richiegono il loro uso.

2456. Si è introdotto recentemente nel riscaldamento degli alti forni un principio nuovo che potrebbe avere le conseguenze importantissime per tutte le industrie metallurgiche. Si ammetteva generalmente che l'aria più fredda fosse anche per la sua densità, quella che conveniva di più per la produzione dell'alta temperatura che un forno è destinato a sviluppare. Si è creduto tutto al contrario da poco tempo di sostituire all'aria fredda un peso eguale di aria la più calda che sia possibile. Si dispone a questo effetto in continuazione della macchina soffiante, una serie di tubi di ghisa, riscaldati a rosso, e si obbliga l'aria ad attraversarli prima di giungere nell'alto forno. Quest'aria calda fa sviluppare una temperatura un poco più elevata, e si fonde una quantità di materia assai più grande. Ecco in qual modo il signor Clement spiega il fatto che è specialmente notevole per ciò che si ritrova un effetto di fusione assai superiore a quanto si sarebbe potuto sperare dall'innalzamento apparente della temperatura, la quale, del resto, non è stata misurata come facilmente può credersi.

Ammettendo, per determinare le idee, che l'aria fredda sviluppi una temperatura di 1800 gradi, colla combustione del carbone, e che se ne richieda 1750, per fondere il minerale, si vede che le cause le più lievi potranno impedire la fusione. Se si porta l'aria preventivamente a 400 gradi, questa, agendo sul carbone, produrrà una temperatura che potrà innalzarsi a 2200 gradi, ed allora le oscillazioni accidentali non potranno giammai ricondurla al di sotto di 1750, e tutto il minerale si fonderà. Ammettendo l'esattezza dei fatti che si annunciano e che saranno esposti più minutamente nel trattare del ferro, questa spiegazione sembra l'unica che si possa dare.

Bisognerebbe conchiudere che tutte le volte che la temperatura sarà assai superiore alla temperatura utile, l'uso dell'aria calda sarà senza scopo. Quando al contrario, il maximum di calore sviluppato dalla combustione ordinaria si troverà troppo vicino alla temperatura utile, diverrà conveniente di riscaldare l'aria, per mettere tra i due punti una distanza che renda la loro confusione più difficile.

Laonde per le temperature basse, l'aria calda sarebbe almeno inutile, ed il suo effetto sarà tanto più vantag-

gioso, quanto più elevate saranno le temperature necessarie. Sotto questo rapporto l'industria che ne ha fatto la prima applicazione non potrebbe essere meglio scelta. Ma non è certo la sola che possa mettere questo principio a profitto, e quasi tutti i metalli offrono dei metodi di estrazione in cui potrebbe essere applicata. I minerali di stagno, di rame, di piombo per esempio, per limitarci ai metalli che si trattano in grande, vengono sottoposti a metodi di fusione, che si prestano all'applicazione di questo nuovo processo, al pari dei minerali di ferro.

Ciò non ostante i vantaggi dell'aria calda resteranno ancora, per alcuni anni, confinati nei lavori di fusione del ferro. Le altre industrie debbono aspettare che siensi determinati con un lungo uso i suoi vantaggi ed i suoi inconvenienti, e che siensi determinate le idee sulla disposizione degli apparati, di cui una lunga pratica soltanto potrà rettificare i difetti inseparabili da una prima creazione.

2457. I forni adoperati nelle arti metallurgiche possono trovarsi in località tali, che sia necessario di studiarne le condizioni con diligenza sotto il rapporto della semplice comodità ed anche della salubrità. Può dunque occorrere di renderli fumivori quando sono alimentati dal carbon fossile, e ottiensì questo effetto con alcune disposizioni che portino sul fumo una corrente d'aria fresca più o meno intensa, per abbruciarne le parti carbonose.

La salubrità può esigere degli apparati più complicati e più dispendiosi; in fatti si devono qualche volta torrefare dei minerali arseniferi e spesso dei minerali solforosi. Nel primo caso, le camere di condensazione sono sempre disposte avanti del cammino; esse servono a raccogliere l'acido arsenioso. Ma è dubbio che il loro effetto basti ad una condensazione completa.

Il forno da torrefare adoperato pei minerali che contengono dello zolfo, producono delle quantità più o meno grandi d'acido zolfooso: e quando l'operazione viene eseguita in grande, diviene necessario di garantirne i luoghi circonvicini. Si giunge ad ottenere l'intento col gettare tutti i prodotti della torrefazione in un vasto cammino che li trasporti ad una grandissima altezza nell'atmosfera. Si sono costrutti dei cammini di questo genere di un'altezza di 30 a 50 metri. Essi hanno per iscopo di sforzare i gas a disseminarsi in un grande volume d'aria, prima che possano ricadere presso il suolo.

Questo metodo non basterebbe sempre. Il cammino generale deve in tal caso essere preceduto da un canale che contenga dell'acqua corrente in senso inverso del gas penetrante in esso, per mezzo di un bacino con fori, che la dividono in pioggia fina. Si indicheranno delle particolarità sopra un apparato di questo genere allorchè si parlerà del trattamento del rame in Inghilterra.

2458. Non daremo fine a questa succinta descrizione delle diverse disposizioni in uso per la costruzione dei forni, senza far qualche cenno dei tentativi più o meno seguiti che sono stati fatti per render utile il calore che si considera come perduto nel loro andamento, quello del fumo che ne esce.

In molti forni metallurgici, il fumo sfugge incandescente. Quando non hanno cammino o lo hanno cortissimo, si avrebbe grave torto se si cercasse di raffreddare questo fumo per utilizzarne il calore, poichè si perderebbe di più col diminuire la corrente, di quello che non si guadagnerebbe nella nuova operazione sovrapposta al lavoro principale. Si ha a temer meno questo inconveniente quando il forno ha un cammino elevato.

Le applicazioni che si sono tentate per ricavar partito della fiamma sono sempre di natura da esigere poca attenzione, come la calcinazione della calce, la cottura dei mattoni, l'evaporazione dei liquori salini, il riscaldamento delle caldaie a vapore. Tutte queste sovrapposizioni non sono senza inconvenienti, ed obbligano spesso di sacrificare nell'andamento dell'operazione principale una parte più o meno grande del beneficio che l'operazione accessoria può produrre. Ciò non ostante vi sono dei casi in cui la loro adozione, saggiamente calcolata, può servire a rettificare i difetti di un apparato mal combinato, e permette in tal modo di trarre partito dal combustibile che si consuma a perdita.

Ma, se si ha riguardo ai principii generali che debbono presiedere alla costruzione di tutti gli apparati di riscaldamento, si vede che i vantaggi di queste sovrapposizioni possono ottenersi a profitto dell'operazione stessa con una disposizione più ragionevole del forno.

In fatti lo scopo che si deve aver di mira in tutti i forni si è di rendere l'operazione continua, e di far correre la materia in senso inverso della fiamma. Quando si soddisfa a questa doppia condizione, è ben chiaro che ogni sovrapposizione è inutile, poichè se la fiamma esce con eccesso di temperatura, questa è una prova che la

carica è troppo limitata, e che bisogna prolungare lo spazio che la contiene. Questo è ciò che accade negli alti forni, nei mezzo alti forni, nei forni a manica ed in generale nei forni retti.

2459. Ai forni a riverbero ad un solo piano non può applicarsi il principio della continuità. Questo è un difetto grave che non è stato corretto che imperfettissimamente coll'aggiunta di un piano o due, che si è cercato di collocare al di sopra del primo. Si vede dunque che i forni a riverbero possono dar luogo all'applicazione delle operazioni accessorie enunciate più sopra.

Ma varrebbe meglio senza dubbio studiare i forni a riverbero nel senso della continuità razionale del lavoro, e procurare di farvi giungere le materie a poco a poco, dirigendole in senso inverso della corrente che produce la fiamma. Ben si vede chiaramente che cosa potrebbe opporvisi nella maggior parte dei casi, e se le materie discendessero sull'aia col mezzo di un piano inclinato posto sul davanti del cammino, il fumo avrebbe tutto il tempo di raffreddarsi al grado conveniente prima di penetrare in esso, e non conserverebbe quindi che la temperatura utile per la corrente.

CAPITOLO II.

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO.

Notice sur les mines et usines à zinc de la Silésie supérieure, del signor Manès. *Ann. des mines*, serie 1, t. XII, p. 249.

Notice sur le gisement, le mode d'exploitation et le traitement métallurgique des minerais de zinc en Silésie et en Pologne, dei signori Lesoinne e Aug. Perdonnet. *Ann. de l'industrie*, t. IV, p. 305.

Fusion des minerais de zinc en Angleterre, del signor Mosselman. *Ann. des mines*, serie 1, t. X, p. 185.

Memoire sur l'extraction du zinc contenu dans la blende de Davos, del signor de Villeneuve. *Ann. des mines*, serie 2, t. IV, p. 103.

Memoire sur un gisement de blende dans le département du Gard, et sur la possibilité d'en tirer parti, del signor Varin. *Ann. des mines*, serie 2, t. VI, p. 446.

2460. Lo zinco si incontra in natura allo stato di zolfo o di ossido, misto o combinato con altri corpi, di

modo che ne risultano diversi composti che non sono tutti adoperati per l'estrazione di questo metallo, ma che debbono però essere qui succintamente descritti.

Il zolfuro di zinco trovasi di rado isolato in masse considerevoli, ma accompagna qualche volta altri filoni metalliferi, ed in particolare quelli di zolfuro di piombo. Quando l'uso di questo metallo era molto limitato, estraevasi particolarmente da questa specie di minerali, e la riduzione principale operavasi a Goslar in via secondaria nel trattamento dei minerali di piombo o di rame contenenti del zolfuro di zinco. Le *cadmie* dei forni in cui si trattavano i minerali ziuciferi potevano allora bastare al consumo; ma a misura che si è esteso l'uso dell'ottone e dopo che lo zinco stesso ricevette utili applicazioni, si è dovuto tentare di estrarre lo zinco direttamente dalle sue miniere.

Le miniere di zinco che d'ordinario si sottopongono al trattamento sono le *calaminari*. Lo zinco vi si ritrova allo stato di carbonato e di silicato secco od idrato. Queste quattro specie costituiscono dei miscugli indefiniti, spesso coloriti del perossido di ferro, ciò che stabilisce la distinzione di calamine *bianche* che non sono ferruginose e di calamine *rosse* che sono ferruginose.

Queste diverse combinazioni d'ossido di zinco, di silice, d'acido carbonico e d'acqua si trovano nelle stesse giaciture, ma in quantità molto variabili. Il carbonato secco assai più abbondante degli altri incontrasi qualche volta in stallattiti, od anche allo stato cristallino in diversi depositi metalliferi nella Siberia ed in Carinzia. Forma anche delle giaciture particolari appartenenti ora al terreno intermedio, come quelli di Bleiberg in Carinzia, del Lîmberg, presso d'Aix-la-Chapelle, ora al Zechstein, che ne è qualche volta intieramente impregnato come nell'Harz, oppure che lo contiene in istrati subordinati come in Islesia ed in molte altre località. Si è qualche volta avvertita la sua presenza anche nei terreni terziarii, per esempio a Passy, presso di Parigi, ma vi si trova sempre in quantità limitatissime.

Il carbonato idrato è un minerale raro allo stato puro, ma trovasi misto probabilmente in diversi dei depositi precedenti.

Il silicato di zinco incontrasi quasi da per tutto dove si trova il carbonato, ora misto nella massa stessa e più di rado cristallizzato nell'interno delle sue cavità.

Il zolfuro di zinco incontrasi di raro solo in giaciture

considerevoli, ma si trova spesso associato al zolfuro di piombo o ad altri zolfuri metallici, e può esserne separato con sufficiente economia con mezzi meccanici perchè il suo trattamento riesca facile e lucrativo; tanto più che il trattamento degli altri zolfuri misti con lui esige la preventiva separazione del zolfuro di zinco che altre volte veniva gettato via. Ma in oggi si conoscono dei processi di trattamento certi che rendono interessante il conservare questo zolfuro.

Finalmente si sono ritrovate recentemente delle combinazioni di ossidi di zinco, di ferro e di manganese nel Newjersey, presso la città di Franklin. Questo minerale sufficientemente abbondante potrebbe col seguito venir trattato.

2461. Noi non dobbiamo considerare pel momento che il trattamento della *calamina*, miscuglio di carbonato di zinco secco od idrato e di silicato di zinco e quello del zolfuro di zinco. Il principio sul quale riposa il trattamento di questa specie di miniere è semplicissimo. Si riconduce lo zinco allo stato di ossido arrostando la miniera. Se è una *calamina*, il gas acido carbonico e l'acqua si sviluppano. Se è una *blenda*, lo zolfo si trasforma in acido zolfoso e lo zinco in ossido. In tutti i casi si è dunque l'ossido di zinco che si deve trattare. Lo si mescola con carbone e si riscalda il miscuglio, ora in un apparato verticale chiuso in alto ed aperto al basso in modo che lo zinco fuso od evaporato scoli o si precipiti entro recipienti posti nella parte inferiore; ora entro cilindri orizzontali comunicanti con serbatoi, in modo da produrre una vera distillazione del metallo.

Qualunque sia il processo che si adopera, si perde di ordinario una notevole quantità di zinco. È probabile che questo zinco rimanga in parte allo stato di silicato, in ragione della quantità più o meno grande di silice che i minerali contengono. L'aggiunta di una base alcalina, come la calce e la potassa che si fornisce d'ordinario coll'unire il tartaro al minerale, può servire a prevenire questo inconveniente. Lo stesso può dirsi del sale marino che vi si aggiunge qualche volta.

L'analisi dei residui spargerebbe gran luce su questo punto che si deve considerare come assai importante, ed è vero che nel trattamento attuale la perdita si eleva spesso al quarto del metallo contenuto nel minerale. Questa perdita è troppo forte perchè si possa ammettere che sia dovuta alla vaporizzazione del metallo.

Torrefazione dei minerali di zinco.

2462. L'arrostitura dei minerali di zinco è indispensabile per le blende e vantaggiosissimo per le calamine. Nel primo caso trattasi di convertire il zolfuro di zinco in ossido; nel secondo l'espulsione dell'acqua e dell'acido carbonico dà al minerale una porosità favorevole alla sua facile riduzione.

Arrostitura della blenda. L'arrostitura delle blende è stata tentata diverse volte, ma con successi diversi. Si può arrostitire la blenda senza aggiunta, oppure con aggiunta di calce.

Si è fatta l'arrostitura nei forni a riverbero senza aggiunta alla fonderia di ottone di Jemmapes. L'arrostitura riesce facilmente, la materia resta polverosa, non si agglutina e non esige altra cura che un rimescolamento frequente destinato a rinnovare le superficie esposte all'aria. Gli attrezzi di ferro non ne vengono alterati. Tosto che la blenda incomincia a riscaldarsi, essa si infiamma; quando lo zolfo cessa dall'abbruciare, non si vede più che un poco di fumo che diminuisce a poco a poco, e che scompare quando l'arrostitura è terminata. Cento parti di blenda danno con questa operazione 82 di blenda arrostita che contiene secondo Berthier:

Ossido di zinco	88, 5
Ossido di ferro	7, 0
Materie terrose e blenda . . .	4, 5

100, 0

L'assenza del zolfato di zinco è notabile; essa dimostra che si era innalzato assai la temperatura. Non bisognerebbe contare su questo risultamento nella pratica ordinaria, poichè è difficile a conciliarsi colla economia del combustibile, a meno che non si adottino alcune precauzioni particolari.

2463. In Inghilterra si fabbrica egualmente lo zinco colla blenda. Questo minerale lavato e rotto in pezzi, della grossezza di un nocciuolo, si vende ad Holywell sulla miniera circa a metà prezzo della calamina. Viene arrostito senza altra preparazione entro forni a riverbero. Questi forni hanno circa 8 piedi di larghezza sopra 10 di lunghezza. La distanza dalla volta all'aia è di 30 pollici. Lo strato di blenda ha circa da 4 a 5 pollici di grossezza, e si rimescola quasi continuamente. Il consumo del

carbone fossile è di 4.000 kilogr. per 1.000 di blenda arrostita; la perdita è del 20 per 100. L'operazione dura da dieci a dodici ore.

2464. Il signor Varin, ingegnere delle miniere, avendo avuto l'occasione in questi ultimi anni di sottoporre al saggio metallurgico una blenda recentemente scoperta nel dipartimento del Gard, si è assicurato che l'arrostitura di questa sostanza può operarsi quasi senza spese. Egli si serve di un forno di 2 metri di altezza, sopra 1 metro di larghezza al ventre ed 0m, 4 in alto ed al basso. Alla parte inferiore trovasi un focolare con graticcio per incominciare il fuoco. Il minerale è sostenuto al di sopra da un graticcio di ferro. L'apertura superiore che serve a caricare il minerale deve essere disposta in modo da poter chiudersi a piacere. Col mezzo di una apertura superiore e laterale, i prodotti gassosi della combustione passano in un cammino inclinato, disposto opportunamente per assorbire o per disperdere il gaz zolforoso.

Si abbrucia da prima un poco di carbon fossile nel focolare all'oggetto di accendere la piccola quantità di blenda posta nel forno. Quando questo è incandescente, se ne aggiunge una nuova porzione, e così di seguito sino a che il forno sia pieno. Sarà forse necessario di aggiungere alle cariche alcuni frantumi di carbon fossile. Ma quando il forno è in pieno fuoco, basta di ritirare a capo di sei giorni, per la parte inferiore del forno, un sesto della blenda arrostita e di sostituirvi altra blenda gregia per la parte superiore. L'arrostitura continua avanti da sè stessa, e siccome richiedonsi sei giorni per renderla completa, così il lavoro diviene continuato e regolare.

2465. Questi diversi processi di arrostitura sono specialmente opportuni per le blende che trovansi in masse pure; ma l'ultimo almeno riuscirebbe difficilmente applicabile alle blende polverose che si ottengono col lavoro meccanico dei minerali misti col zolfuro di piombo o con altri zolfuri. In quest'ultimo caso, si è fatto uso nell'officina di Davos, nel cantone dei Grigioni, di un processo particolare che riesce convenientissimo.

Il minerale estratto dalla miniera di Hoffnungsbau viene da prima pilato, ed in seguito lavato sulle tavole a scosse. La stessa materia subisce due lavature successive. Nella prima lavatura si ha di mira soltanto di isolare la blenda e la galena dalla matrice; nella seconda si separa il minerale di zinco; la blenda ottenuta ascende al quinto della

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO. 59

galena. Due uomini e due donne pilano e lavano 90 o 100 quintali di minerali in ventiquattro ore.

Le spese di lavatura dello schlich non vengono giammai caricate al zolfuro di zinco, ma bensì alla galena, che dovrebbe subire questa operazione anche quando la blenda venisse trascurata.

La blenda lavata contiene secondo il signor Chevallier:

Carbonato di piombo	0, 36
Carbonato di zinco	1, 20
Carbonato di calce	15, 62
Per zolfuro di ferro	4, 30
Zolfuro di piombo	4, 76
Zolfuro di zinco	67, 34
Residuo argilloso	5, 80
Perdita	0, 62

100, 00

Questa sostanza contiene una porzione considerevole di carbonato di calce, che con una lavatura più diligente si sarebbe potuto diminuire; ma una separazione più compiuta non è vantaggiosa. L'esperienza ha dimostrato che quando si lasciava minor quantità di carbonato misto colla blenda si otteneva minor quantità di zinco.

Due torrefazioni sono sembrate necessarie.

La prima torrefazione si eseguisce ad un tratto sopra 11 metri cubici di blenda lavata. La sostanza è troppo tenue perchè l'aria possa attraversarlo facilmente; si provvede a questo inconveniente, riducendola in forma di mattoni; si incorpora con essa un quarto del suo volume di calce estinta che dà alla pasta la tenacità di cui ha bisogno, e che d'altronde ha un'azione chimica importante.

Le dimensioni dei mattoni sono le seguenti: lunghezza 0^m, 27, larghezza 0^m, 15, grossezza 0^m, 4. Ad ogni operazione se ne torrefanno 10.000; essi vengono introdotti a questo effetto in un forno di muro (tav. 38, fig. 13 e 14).

y, y, focolari in forma di volta, in cui si gettano le legne da abbruciarsi.

s, s, spiragli pei quali passa l'aria che deve alimentare la combustione.

c, c, c, c, apertura per le quali la fiamma si introduce nello spazio che contiene i mattoni di blenda.

p, p, parte da caricare e scaricare; esse restano chiuse con un muro di riempimento durante la torrefazione.

k, cammino.

I mattoni di blenda sono disposti sulla volta superiore

ai due focolari nello stesso modo in uso per far cuocere i mattoni ordinarii. Il forno ne viene riempito sino all'altezza di 8 piedi. Fatta la carica si introduce la legna nei due focolari, e si continua ad abbruciarne per sei o dodici ore, tempo necessario perchè i mattoni di blenda sieno in piena ignizione. Allora la combustione procede avanti da sè stessa a spese dello zolfo della blenda. A capo di trentasei ore l'incandescenza cessa; si lascia raffreddare il forno e si demoliscono le porte. I mattoni che si estraggono vengono in seguito rotti in pezzi della grossezza di un pugno. Il colore della sostanza è divenuto giallo tendente qualche volta al rosso. Alcuni mattoni sembrano aver subito un principio di fusione. Il consumo in legna per una torrefazione è di 21, 5 metri cubici. Il volume della blenda che si è torrefatta, compreso quello della calce che vi si è unita, è di 14 metri cubici. Ecco la spesa che esige questa torrefazione.

Mano d'opera di 10,000 mattoni di blenda 87 f. 50 c.

Legna adoperata 21 metri cubici 5 . 15

Totale 102 f. 50 c.

A questa somma bisogna aggiungere il salario degli operai adoperati durante la torrefazione, l'interesse del danaro per la costruzione e riparazione del forno, ciò che fa che tutto compreso la torrefazione di 2,500 kil. di materia costa 12 franchi.

I forni adoperati per la seconda torrefazione sono a riverbero; vengono addossati al forno di riduzione dello zinco e riscaldati dalla fiamma che ha percorso quest'ultimo forno. (Tav. 38, fig. 1, 2, 3, 4) y, y, y, y, rappresentano i quattro forni di torrefazione. La fiamma si introduce per le aperture c, c; essa si sviluppa in seguito per le porte dei forni di torrefazione; due soltanto dei quattro forni di torrefazione debbono essere in attività contemporaneamente, gli altri due sono destinati a supplire a quello dei due primi che venisse sconcertato. L'entrata della fiamma nei forni di torrefazione che non sono in attività è chiusa con lastre poste avanti alle aperture c, c.

l, l, apertura posta sul di dietro di ciascun forno di torrefazione, la quale permette di rimescolare le materie poste da questo lato.

x, x, contrafforte di muro che rende solido il forno di torrefazione.

Tutta la parte di questo forno esposta alla fiamma è costrutta di mattoni ordinarii.

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO. 61

Si mettono sull'aia di ogni forno 375 kil. di materia della prima torrefazione. Affinchè gli operai vengano meno incomodati dalla fiamma durante la carica, si chiude l'apertura col mezzo del registro. Terminata la carica si leva via il registro; si mette davanti all'apertura esterna del forno di torrefazione una porta di latta, la quale, non chiudendo ermeticamente, permette al fumo di sfuggire.

Si rimescola di tempo in tempo la sostanza da torrefarsi; vi si mescolano a diverse riprese dei carboni minuti: alla fine dell'operazione se ne introducono per circa il 5 per 100. A capo di ventiquattr'ore la torrefazione è terminata; l'operaio armato di un riavolo a testa larga, fa cadere la materia torrefatta in una cassa posta al di sotto della bocca del forno. I due forni di torrefazione che sono in attività debbono essere posti alle estremità opposte del grande forno di riduzione. Il loro andamento è diretto in modo che quando le materie sono giunte in uno alla metà della loro torrefazione, nell'altro l'operazione è ancora al suo principio.

Le materie perdono circa il 20 per 100 del loro peso per effetto della torrefazione. La polvere torrefatta è di un color giallo un poco brunastro. Ecco la sua analisi fatta dai signori Bineau e Coste:

	<i>Sostanze di prima torrefazione.</i>	<i>Sostanze di seconda torrefazione.</i>
Ossido di zinco . . .	24, 14	38, 0
Zolfato di zinco . . .	28, 02	2, 4
Zolfuro di zinco . . .	1, 80	1, 0
Carbonato di calce ,	"	7, 2
Zolfato di calce . . .	16, 28	10, 1
Calce libera	"	30, 1
Ossido di ferro . . .	0, 52	4, 0
Argilla	8, 20	6, 6
Acqua e parti volatili	20, 26	} 0, 6
Perdita	0, 78	
	100, 00	100, 00

Confrontando insieme queste due analisi, e consultando d'altronde le proprietà generali delle sostanze poste in opera, si può farsi un'idea abbastanza esatta dei fenomeni che hanno luogo. Lo zolfuro di zinco tende a formare coll'arrostitura del gas zolfuroso, dell'ossido di zinco e del zolfato di zinco, quando la temperatura non è ab-

bastanza elevata. Tale è il caso nella prima torrefazione. La presenza della calce determina la formazione di una certa quantità di zolfato di calce.

Nella seconda torrefazione le aggiunte moderate di carbone hanno per oggetto di decomporre da prima il zolfato di zinco. Troppa quantità di carbone lo convertirebbe in zolfuro di zinco; ma una piccola dose lo trasforma in ossido di carbonio, gas zolfuroso ed ossido di zinco. A misura che l'ossido di zinco diviene libero, questo ossido e quello che esisteva di già nella massa tendono ad unirsi alla calce per formare un zincato di calce, la cui formazione è ancora favorita dalla presenza del carbonio che fa passare l'acido zolforico del zolfato di calce prodotto nella prima torrefazione allo stato di gas zolfuroso e d'ossido di carbonio.

In ultimo deve rimanere un miscuglio essenzialmente formato di zincato di calce, d'ossido di zinco libero, di zolfato di calce e di qualche traccia di blenda sfuggita alla combustione.

L'aggiunta della calce e la presenza di una quantità considerevole di calce che diviene libera a misura che l'ossido di zinco si riduce, sono circostanze favorevolissime alla riduzione totale dell'ossido di zinco, che non può sotto queste influenze formare colla silice una combinazione che la garantirebbe dalla influenza del carbone.

2466. *Torrefazione della calamina.* La calamina esige ancor essa di essere torrefatta, od almeno questa operazione ne rende il trattamento più produttivo. Si vede d'altronde che lo sviluppamento dell'acido carbonico e dell'acqua che ha luogo al momento della torrefazione, sono due cause che si oppongono all'introduzione del gas idrogeno carbonato nelle materie che si vogliono ridurre. È dunque vantaggioso che queste sostanze ne siano in prevenzione separate, tanto più che il gas idrogeno carbonato fornito dal carbone si sviluppa nello stesso tempo del gas carbonico e dell'acqua della miniera; quando viene adoperata senza torrefarla da prima.

Ecco il complesso dei processi cui viene sottoposta la calamina prima della sua riduzione negli stabilimenti i più nuovi della Slesia superiore.

I minatori separano nella miniera la calamina dalla calcarea; separano anche la maggior parte dell'argilla che vi è unita.

La calamina che esce dalla miniera contiene però ancora molte parti argillose che nucono alla distillazione,

e che vengono separate con una lunga esposizione all'aria. A questo effetto la si dispone in piccoli mucchi di alcuni quintali. La si rimescola di tempo in tempo e l'argilla non tarda a fiorire. Si sceglie di nuovo questa calamina e la si rompe in pezzi della grossezza di un uovo di piccione. Gli scarti che contengono ancora alcune parti di calamina vengono passati sopra un graticcio ed i pezzi più grossi vengono scelti a mano. La calamina rossa, che contiene proporzionatamente minor quantità di argilla, esige soltanto tre mesi di esposizione all'aria e perde circa il 15 per 100 in questa operazione. La calamina bianca al contrario esige da nove a dodici mesi di esposizione e perde almeno il 15 per 100.

Avendo l'esperienza dimostrato che la calamina calcinata è più facile a distillarsi, che dà tre o quattro per cento di più in zinco, vantaggi che compensano abbondantemente le spese di calcinazione, si suole sottoporre a questa operazione preliminare la calamina più scelta.

Il forno di cui si fa uso è rappresentato dalla fig. 1, 2, e 3, tav. 39.

a. Grattella.

b. Porta del focolare per la quale si introduce il combustibile.

c. Ponte.

d. Interno del forno la cui aia è fatta di mattoni ordinarii.

e. Porte di lavoro.

f. Canale che comunica col cammino.

g. Apertura alla volta del forno per la quale si introduce la calamina.

Quando questo forno è stato riscaldato a rosso si fanno scorrere sulla piattaforma 1500 kil. di calamina; un operaio la fa entrare nel forno, mentre un altro li stende sulle aia col mezzo di un riavolo introdotto in ciascuna delle porte, indi si chiudono tanto queste porte quanto l'apertura superiore. Dapoi che la calamina è riscaldata a rosso, per esporre delle nuove superficie all'effetto del calore, la si rimescola d'ora in ora, sino a che tutta la massa abbia acquistato questo grado di calore, e che tutto il gas acido carbonico e l'umidità siasi dissipati; il qual punto è riconoscibile tanto per la facilità colla quale la calamina si lascia schiacciare, quanto pel colore acquistato che deve esser bruno per la calamina rossa e rossa brunastra per la calamina bianca; a tal punto la si estrae col mezzo di un riavolo e si carica il forno

di nuovo. Nell'intervallo della carica e della estrazione della calamina, si fa passare altra calamina sulla piattaforma per la carica successiva, e si rompe in pezzi della grossezza di una noce quella di già calcinata. In questa maniera si fanno quattro cariche in ventiquattr'ore, vale a dire si calcina nello stesso tempo 60,000 kil. di calamina greggia da cui si ricavano 36,000 kil. di calamina calcinata. Per ottenere un quintale metrico di calamina calcinata, richiedonsi 165 kil. di calamina greggia, con un consumo di 20, 5 kil. di carbon fossile.

Riduzione dell'ossido di zinco.

2467. Col mezzo della distillazione *per descensum* e *per ascensum*, come abbiamo già detto, l'ossido di zinco procedente dalle operazioni precedenti è ridotto allo stato metallico. In alcune manifatture si adopera come agente di riduzione il carbon di legna od il coke; in altre si fa uso del carbon fossile in polvere. Sembra che l'uso di questa polvere di carbon fossile debba esser più vantaggioso, poichè la fusion del carbon fossile porta del carbonio nei più piccoli interstizii della massa, ed il gas idrogeno carbonato fornito da questo combustibile, forma d'altronde un'atmosfera riducente assai favorevole alla completa e facile riduzione dello zinco, il quale col carbone solo non può ridursi che per via di cementazione.

In Carinzia si fa uso da lungo tempo della distillazione *per ascensum*. La tav. 40, fig. 7, 8, 9, 10 rappresenta il forno destinato a questa operazione.

Sono quattro forni a riverbero uniti insieme e comunicanti ad un solo cammino *a, a, a, a*, focolari; *b, b, b, b*, aia; *c, c, c, c*, porte che servono a caricare il forno; *d, d*, piano inclinato che porta la fiamma nel cammino.

In questi forni l'aia è formata da un *treillis* di ferro. Ogni apertura di questa grata riceve un conduttore di terra *n*, destinato a ricevere lo zinco. Il complesso di questi conduttori è disposto in modo da formare l'aia. Sopra questi conduttori si adatta un cono capovolto *p*, chiuso in alto e contenente il miscuglio da ridursi. La figura 10 mostra in *l* la grata vuota; in *m* la grata coi conduttori; in *p, p*, due compartimenti col conduttore e col cono.

Ogni aia ammetterebbe cento sessanta tubi, ma le quattro linee le meno lontane dal focolare non contengono che dei tubi vuoti, la cui cottura si opera durante

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO. 65
la riduzione del minerale. Una terza parte dei tubi si guasta in ogni operazione. Il miscuglio differisce per le diverse linee secondo che esse trovansi più o meno lontane dal focolare.

	Per le quattro linee vicine al focolare	Per le due successive
Calamina arrostita	1820	libbre 520
Carbone di legna	504	" 224
Sale marino	36	" 16
Acqua carica di 1/200 di potassa	280	" 70

Le quattro prime linee comprendono sessantaquattro coni; le due successive non ne ricevono che venti perchè si lasciano alcuni spazi liberi.

In ogni operazione si fanno andare due forni uniti, vale a dire cento sessantotto coni. Si abbruciano 72 metri cubici di legna di faggio. L'operazione dura trenta o trentasei ore, e si ottengono 800 libbre di zinco che va a cadere sulle lastre di latta *r, r*, dove viene raccolto.

Questo sistema di fabbricazione essendo intermittente arreca una grande spesa di combustibile, e fa rompere molti dei tubi e coni adoperati.

2468. Anche in Inghilterra si ottiene lo zinco colla distillazione per *descensum* nelle manifatture di Bristol, di Birmingham e di Sheffield.

La calamina da cui si è separata la galena viene calcinata prima di esser posta nel forno di riduzione; questa operazione si eseguisce nei forni a riverbero di circa dieci piedi di lunghezza, sopra otto di larghezza; il minerale, frantumato grossolanamente, viene posto sull'aia del forno, a strati di circa sei pollici. In alcune officine non viene calcinato, e la calamina, rotta alla grossezza di un uovo di piccione, viene mescolata con parti eguali in volume di carbon fossile minuto.

I forni di riduzione, tav. 40, fig. 1, 2, 3, sono rettangolari o tondi; contengono sei od otto padelle. I forni circolari sono quelli in cui si lavora con maggior facilità. Non contengono d'ordinario che sei padelle. Le padelle vi sono introdotte col demolire il piccolo muro *a, a*. Nello stesso modo che nelle vetriere, le padelle o crogiuoli, destinati a supplire a quelli che si distruggono durante il lavoro, debbono essere mantenuti roventi. A questo scopo si riscaldano in un forno composto di una aia, su cui viene posto il crogiuolo e da ogni lato evvi un piccolo focolare. Il trasporto ed il collocamento si

eseguiscono con una tanaglia montata su due ruote di ferro, rappresentata dalla fig. 4. I crogiuoli sono composti d'una argilla refrattaria che si mescola in parti eguali con un cemento di buona qualità della stessa argilla, oppure con frantumi di vecchi crogiuoli. La durata media dei crogiuoli è di quattro mesi. Nella parte inferiore hanno un foro, pel quale lo zinco cola nei condensatori. Per caricarli si incomincia dall'otturare il buco inferiore con un cavicchio di legno che si carbonizza ben tosto; ma il cilindro di carbone che rimane basta per impedire che il miscuglio esca da questo orificio.

Si lascia il buco del coperchio aperto per circa due ore dopo la carica, o piuttosto sino a che il colore azzurro della fiamma indica un principio di riduzione. A quest'epoca si chiude con un disco d'argilla refrattaria; si pongono i tubi di latta in unione ai condensatori, ed al di sopra dei vasi della stessa sostanza destinati a ricevere il metallo; qualche volta questi vasi sono riempiti d'acqua per impedire allo zinco che cade di disperdersi. Per tutta la durata della riduzione di una carica, la sola cura degli operai è di alimentare il fuoco e di tener liberi i condensatori; i quali sono qualche volta ingorgati dallo zinco che vi si ammassa in troppa quantità; eseguisciono questa operazione col determinare la fusione del metallo con una verga ricurva di ferro rovente che introducono per la parte inferiore.

Lo zinco raccolto in questa operazione è sotto forma di gocce e di polvere finissima; è misto di ossido, si fonde in una caldaia di ferro; l'ossido viene raccolto in ischiume alla superficie per essere rimesso nei crogiuoli, e il metallo viene versato nelle *lingottiere*.

Per iscaricare i crogiuoli alla fine di ogni operazione si leva via il condensatore; l'operaio rompe con un riavolo il carbone che ottura il fondo del crogiuolo ed il residuo cade; finisce poi di vuotare il crogiuolo coll'agitare il residuo dalla parte superiore. Per rimettere a luogo il condensatore, si mette un piccol nastro d'argilla umida sull'orlo che porta nella parte superiore, e si serra contro il fondo del crogiuolo col mezzo di piccole aste indicate nella figura.

Si fanno cinque cariche in quindici giorni; il consumo per queste cinque cariche è di circa 6,000 a 10,000 kil. di calamina e di 22,000 a 24,000 kil. di carbone. Il prodotto in zinco è di 2,000 kil. in circa.

Ecco alcune particolarità sulla costruzione del forno adoperato in questa operazione.

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO. 67

Fig. 1, sezione verticale del forno che passa pel suo asse. Questo forno è circolare e involupato di un cono che gli serve di cammino; alcuni buchi *d, d*, fatti nella parte superiore della volta che è in forma di guglia, permettono al fumo di passare nel cammino. Per questi buchi si riempiono i crogiuoli; non vengono giammai chiusi tutti ad un tratto. L'operaio può col mezzo di essi dirigere la fiamma in una parte qualunque del forno.

Il cammino conico che involuppa tutto il forno ha delle porte corrispondenti ai crogiuoli.

a, a. Piccoli muri che si distruggono quando occorre per far entrare od escire le padelle; sono composti di mattoni aventi un buco che permette coll'introdurvi una verga di ferro, di levarli via comodamente ancorchè siano molto caldi.

b. Porta del forno che si chiude con un mattone.

c. Ceneratoio nel quale l'operaio può entrare per nettare la gratella.

e, e, e. Condotti nel piano inferiore, corrispondenti ai crogiuoli nel piano superiore.

g, g. Bacino di ricevimento di latta nel quale si raccoglie lo zinco.

h. Tubo cilindrico di latta che conduce lo zinco nel bacino di ricevimento.

i. Condensatore; questo è un tubo di latta leggermente conico, avente nella parte superiore un piccolo orlo, che serve a farlo combaciare col crogiuolo. Per assicurarlo si stende su questo orlo dell'argilla umida che si comprime fortemente contro il crogiuolo, ed a fine di mantenerlo in questa posizione, si hanno due triangoli di ferro *k, k*, che sono attaccati nella parte inferiore del condensatore con un bottone, e che passano in un piccolo pezzo di ferro *m*, sigillato nel muro; si stringono i triangoli con una vite di pressione *n*; la figura 3, nella quale si è rappresentata la sezione verticale del crogiuolo, dimostra minutamente la disposizione di questo apparato che serve a stringere il condensatore contro il fondo del crogiuolo.

1, 2. Livello del piano superiore; 3, 4, livello del suolo inferiore.

Fig. 5. Piano al livello di 3, 4.

Fig. 2. Piano al livello di 1, 2. Non è rappresentata che la metà del piano.

Fig. 3. Sezione verticale di un crogiuolo e dell'apparato che serve a stringere il condensatore contro il crogiuolo.

Fig. 4. Tanaglie a ruote, pel trasporto dei crogiuoli caldi. 2469. Nella Slesia si fa uso al contrario della distillazione per *ascensum*. Vi si tratta sempre la calamina precedentemente calcinata. Questa distillazione viene eseguita entro muffole di terra che si adattano in un forno a riverbero e che comunicano con un recipiente posto all'esterno. Si congiungono d'ordinario due fornelli l'uno all'altro e si pongono il più delle volte dieci muffole ad ogni forno. Le figure 5, 6 e 7 della tav. 39 dimostrano la costruzione di uno di questi forni negli stabilimenti i più nuovi.

a. Generatoio che è sotto terra e che comunica coll'aria con un canale; si è per questo canale che giunge l'aria e che si estraggono i piccoli pezzi di coke che passano attraverso la gratella.

b. Gratella formata di tre sbarre di ferro fuso, di forma triangolare, su cui riposano le lastre di ghisa che sostengono le pareti del focolare.

c. Apertura del focolare.

d. Focolare le cui pareti fatte di mattoni refrattarii sono verticali.

e. Volta formata di una massa composta di una parte di argilla, e di due a tre parti di sabbia; si forma questa volta sopra una centina circolare, ritenendola della grossezza di 8 a 9 pollici; ben fatta può durare tre anni.

f. Le muffole formate di due parti d'argilla refrattaria e di una parte di vecchie muffole. Una muffola dura d'ordinario sei settimane.

g. Disco d'argilla che forma la parte anteriore delle muffole, in cui sono praticate due aperture, l'inferiore delle quali serve a nettare le muffole e la superiore a ricevere il collo del recipiente.

h. Collo pel quale lo zinco in vapori passa nel recipiente.

i. Recipiente dove si condensa.

k. Aperture per lo sviluppamento dei fumi e della fiamma; ve ne sono quattro nella volta e quattro nella parete del forno. Si è col loro mezzo che il calore si porta attorno ad ogni muffola e le riscalda uniformemente.

l. Parete del forno che sostiene la volta.

La preparazione delle muffole esige un'argilla refrattaria. Si fa essiccare questa argilla, si pila, si staccia, indi la si mescola con un terzo di frantumi di vecchie muffole egualmente pilati e stacciati. Il miscuglio si fa a secco, indi si inumidisce la massa, la si impasta e la si lascia

riposare da otto a quindici giorni; la si impasta in seguito più volte ancora prima di adoperarla. La preparazione delle muffole a cui si dà una forma semi-clittica riesce assai facile; si eseguisce sempre a mano; l'operaio forma da prima la base sopra un asse, indi ne fa le pareti successivamente dandovi una grossezza di un pollice in circa.

La preparazione dei colli si fa a mano come quella delle muffole; ma non essendo necessario che siano refrattarii, si adopera un'argilla rossa comune che si mescola con un terzo di frantumi di vecchi vasi.

Quando le muffole sono secche debbono essere cotte e arroventate prima di trasportarle nei forni di distillazione. Il forno di cui si fa uso per questa cottura è rappresentato dalle figure 3 e 4.

a. Condotto che introduce l'aria nel focolare.

b. Focolare formato di mattoni refrattarii.

c. Interno del forno, con una aia di mattoni comuni.

d. Muro di 18 pollici di altezza che separa il focolare dall'aia.

e. c. Tubi che attraversano le pareti e che servono a dar uscita ai fumi.

f. Porta per la quale si introducono le muffole e che si tengono chiuse con una porta mobile di ferro.

Quando si introducono le muffole in questo forno di cottura, si pongono sopra pezzi di mattoni di 3 pollici di altezza. Appena sono collocate nel modo dimostrato dalla figura, si incomincia ad applicarvi un fuoco debole, che si mantiene per tre o quattro giorni. A capo di questo tempo, si aumenta il fuoco, e lo si alimenta in modo da produrre a poco a poco il maggior calore possibile; il che si ottiene d'ordinario dopo otto o dieci giorni di fuoco. L'estrazione delle muffole roventi ed il loro collocamento nei forni di distillazione si eseguisciono nel modo seguente: Dopo di aver sollevato la porta, un operaio spinge una sbarra di legno o di ferro sotto le muffole, e le solleva un poco mentre un altro operaio mette da un lato i mattoni su cui giacevano; allora si trasportano le muffole sino alla porta col mezzo di riavoli e si fanno scorrere sopra una tavola più lunga di esse di circa quattro piedi. Un operaio prende allora questa tavola all'estremità la più lontana dalla muffola, mentre due operai portano l'altra estremità col mezzo di una pertica trasversale; ed all'oggetto che questi due operai non soffrano di troppo pei raggi di calore inviati dalla muffola, si

fanno tenere da ogni lato da un quarto operajo dei ventagli leggeri di assicciuole che impediscono nello stesso tempo alle muffole di raffreddarsi troppo celeremente.

Si è in tal modo che si cangiano nei forni di distillazione, le muffole deteriorate, senza bisogno di sospenderne il fuoco.

Quando le muffole sono state portate nel forno da distillare, preventivamente riscaldato, si chiude la faccia anteriore delle muffole con lastre d'argilla che si assicurano tra le loro pareti con frantumi di mattoni, e si ricoprono le commettiture di uno strato d'argilla magra. Si mettono in seguito a posto i colli ed i loro tubi, indi si incomincia a caricare le muffole col mezzo di un badile lungo e stretto con bordi elevati. (Fig. 19 e 20).

Si introduce nelle muffole un mezzo quintale di calamina calcinata mescolata preventivamente con un volume eguale o circa 22 libbre di piccolo coke che si raccoglie sotto la gratella.

Il miscuglio della calamina pilata grossolanamente col coke, si fa entro casse separate che si pongono presso dei forni. L'aiutante ne riempie i badili ed il mastro li introduce nel forno. Le cariche si rinnovano ogni ventiquattr' ore.

Si riscalda col carbon fossile; la viva corrente d'aria che si stabilisce pei canali sotterranei produce una rapida combustione; la fiamma non si stende soltanto per tutto l'interno del forno, ma si getta anche al di fuori per le aperture della volta, sino ad un'altezza considerevole.

A quest'elevata temperatura lo zinco che si trova allo stato d'ossido nella calamina, ridotto col carbone del coke, passa allo stato di vapore pel collo, fino nel recipiente dove si condensa.

Nel principio dell'operazione, mentre il collo della muffola è ancor freddo, una parte dello zinco si condensa nel collo stesso e l'ostruisce; è allora necessario di nettarlo di tempo in tempo per l'apertura superiore senza di che le muffole si fenderebbero tosto. Quando al contrario l'operazione è ben avviata, innalzandosi la temperatura, il collo si riscalda, ed una parte dei vapori di zinco, giungendo nel recipiente abbrucia con fiamma e si converte in ossido.

In questa distillazione si ottiene dunque nel recipiente dello zinco in goccioline misto con zinco ossidato. Rimangono inoltre nelle muffole dei residui mezzo fusi che si

debbono estrarre prima di eseguire una nuova carica, col mezzo di un riavolo che si introduce per l'apertura che trovasi al basso della lastra d'argilla. Questo residuo viene rigettato. Generalmente parlando 100 quintali di calamina calcinata, corrispondente a 150 quintali di calamina greggia, consumano 33 quintali di coke, 522 staia di carbon fossile e danno 48 quintali di zinco e di ossido e 50 quintali di residui.

Lo zinco in gocciolate misto con ossido, che si è ottenuto colla distillazione, deve essere sottoposto alla fusione, per depurarlo e colarlo in forme convenienti pel commercio. Questa fusione viene fatta entro vasi di ferro, sospesi alla volta di un forno a riverbero, e che comunicano con una lastra di ferro, come lo dimostrano le figure 11 e 12 della tav. 40.

In questi vasi, il cui diametro e la profondità sono di 12 pollici, e che possono contenere da 2 a 3 quintali di metallo, si fonde in dodici ore sino a 15 quintali di zinco con una spesa in carbone di 2 staia.

Quando la fusione è fatta, si estrae lo zinco con un cucciaio e si versa sopra una lastra orizzontale di grès. La perdita in questa fusione è di 15 per 100. È dovuta all'ossido ed alle sostanze straniere contenute nello zinco greggio come l'argilla, la calamina e il carbone. Questi residui ritengono d'altronde ancora 70 per 100 di zinco e vengono ripassati alla distillazione come la calamina.

Da ciò ne segue che i 48 quintali di zinco greggio procedenti dalla distillazione di 100 quintali di calamina calcinata, producono colla fusione 41 quintali di zinco puro; ed in oltre 7 quintali di residui ritenenti ancora almeno 4 quintali di zinco. I 100 quintali di calamina calcinata ne rendono dunque circa 45 con questo metodo. I 150 quintali di calamina greggia che corrispondono a 100 quintali di calamina calcinata, contengono 68 quintali di zinco; si ha dunque una perdita tale che la calamina greggia che contiene il 45 per 100, non rende che il 30 per 100 con questo processo.

In quanto al consumo di combustibili è di circa 12 staia di carbon fossile per ogni quintale di zinco ricavato.

I vasi di ghisa, di cui si fa uso nella rifusione dello zinco, non durano d'ordinario al di là di otto giorni; diminuiscono a poco a poco di grossezza, e lo zinco che se ne ricava ritiene sempre del ferro che lo rende poco atto alla laminazione. Per questo motivo si era fatta per

qualche tempo la fusione dello zinco greggio entro vasi d'argilla; ma siccome l'operazione andava assai meno celeremente, si aveva maggior consumo di combustibile, e si otteneva minor quantità di zinco, così si ritornò ben presto all'uso dei vasi di ferro.

2470. Nella manifattura di Kloster, dove si riduce la blenda calcinata di Davos, si fa uso di un forno rappresentato nella t. 38, fig. 1, 2, 3 e seguenti. Questo forno è talmente analogo a quello in uso in Slesia che basterà di avvertirne le differenze.

È riscaldato colla legna, e il suo focolare è disposto per questo oggetto. Non ha cammino propriamente detto, venendo la fiamma diretta nei forni di calcinazione e sfuggendo essa per le loro aperture, come si usa nei forni delle vetrerie per le volte a frittta.

Le muffole vengono poste nel forno e munite delle loro *allunghe* come nella Slesia. Lo zinco passa nel recipiente posto al di sotto. Il conduttore e la muffola sono ricoperti da una porta di *latta*.

La carica si eseguisce come in Islesia con un lungo badile, ma si lasciano i residui nelle muffole per otto giorni. In ventiquattro ore si riducono dodici quintali di blenda calcinata. La carica di ogni muffola è di 12, 5 kil. di blenda calcinata, mista colla metà del suo volume di carbone. La distillazione dura dodici ore.

Il residuo della distillazione contiene:

Ossido di zinco	7, 0
Ossido di ferro	29, 0
Zolfuro di ferro	5, 0
Zolfuro di piombo	5, 0
Calce	31, 0
Acido zolfurico	4, 0
Carbone	2, 0
Argilla	14, 0

97, 0.

Si abbrucia a Kloster della legna di abete secca. Il forno rappresentato dalla fig. 9 e 10 serve ad essiccare la legna.

Le fig. 11 e 12 rappresentano i forni in uso per la cottura delle muffole.

2471. Finalmente a Liegi si faceva uso di apparati a tubi cilindrici, posti orizzontalmente sopra una volta di mattoni, con fori pel passaggio della fiamma. Essendo i cilindri sostenuti al di sopra della volta, ve-

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO. 73

nivano avviluppati dalla fiamma. Il miscuglio si carica da una delle estremità del cilindro. Lo zinco si estrae dall'altra. Passa nei tubi od allunghe di ferro adattate al cilindro principale. Non si è trovato alcun vantaggio nel condurre i vapori entro serbatoi più grandi, contenenti dell'acqua, come si usa in molte altre manifatture. Questi forni contengono quaranta cilindri e producono di più di 2,000 kil. di zinco per settimana.

Laminazione dello zinco.

2472. Questa operazione, che era altre volte considerata come difficile, si eseguisce ora con successo in molte manifatture. Una lamineria di zinco recentemente stabilita nei contorni di Gisors dal signor d'Arlincourt, fornisce al commercio dello zinco laminato d'ottima qualità. Si ritira lo zinco dalla Slesia.

Per laminare lo zinco greggio si deve sempre fonderlo e modellarlo in lastre. La fusione si eseguisce entro caldaie di ghisa disposte sopra un forno a riverbero, come si vede nella tav. 40, fig. 11 e 12. Queste caldaie assai grosse vengono rapidamente intaccate dallo zinco e si convertono in una lega di zinco e di ferro. D'altra parte lo zinco si carica di un poco di ferro che discioglie. Si formano dunque due leghe; l'una fusibilissima e poco ricca di ferro, compone la massa dello zinco destinata ad essere laminata; l'altra meno fusibile e alquanto ricca di ferro, aderisce alla pareti della caldaia, le penetra e finisce col traforarla a sito a sito.

Questa lega è durissima e molto *agra*. Laonde il maggiore ostacolo che si incontra nelle laminerie di zinco, procede dalla presenza di alcuni grani di questo composto nella lastra. Questi grani non si laminano e separandosi dalla lastra lasciano un buco che la rende inservibile.

Le lastre colate vengono al principio assottigliate sotto il laminatoio. Si riscaldano di tempo in tempo in un forno a riverbero con precauzione. Giunte ad un calore di 120 a 150 gradi vengono ripassate sotto il laminatoio. Quando le foglie sono di già ben assottigliate, si uniscono insieme e si finisce il lavoro sopra sei od otto fogli alla volta.

Finalmente si ricuoce al bisogno lo zinco laminato; si ritondono le foglie e si mettono in commercio.

I ritagli vengono rifusi con nuovo zinco, perchè non

si potrebbe adoperarli soli. La nuova quantità di ferro che esse discioglierrebbero nella rifusione li renderebbe troppo duri.

La laminatura dello zinco si eseguisce benissimo quando i cilindri del laminatore e le lastre di zinco sieno mantenute un poco al di sotto di 100. Se si dovesse interrompere il lavoro bisognerebbe riscaldare in seguito i cilindri col far passare delle lastre grosse per qualche tempo.

I cilindri del laminatore sono di ghisa ed hanno 15 pollici di diametro.

Confronto dei diversi processi.

2473. Per terminare l'esame dei diversi processi usati per la riduzione dello zinco, ci rimane a confrontarli tra loro sotto il rapporto economico.

Per rendere paragonabili le quantità di combustibile, si esprimerà qui, sotto il nome di *calories*, il numero di litri d'acqua che ciascuno di esse innalzerebbe di un grado come fu proposto dal signor Clement:

- 1.° A Bristol si adopera per ottenere 100 kil. di zinco
350 kil. calamina
1200 kil. carbon fossile = 7,200,000 *calories*
- 2.° In Slesia si adopera per ottenere 100 kil. zinco
350 kil. calamina
1375 kil. carbon fossile = 8,250,000 *calories*
- 3.° In Carinzia si adopera per ottenere 100 kil. zinco
334 kil. calamina
20.6 m. cub. Faggio = 8,230 kil. = 24,700,000 *calories*
- 4.° A Davos si adopera per ottenere 100 kil. zinco
333 kil. blenda
16.7 m. c. abete secco = 5,000 k. = 18,000,000 *calories*

Oppure dietro un'altra valutazione,

11. 1 m. c. abete secco = 3,424 k. = 13,000,000 *calories*

Laonde, oltre agli inconvenienti così numerosi che presenta già il forno di Carinzia per la sua intermittenza, e la rottura dei coni che ne risulta, vedesi che consuma tre volte di più di combustibile dei forni Inglesi e Slesiani.

Il forno di Davos, dietro la sua costruzione, dovrebbe avvicinarsi di più al forno slesiano cui rassomiglia tanto per tutti i riguardi. Ciò non ostante, siccome la valutazione minore fa ancora ascendere il suo consumo di combustibili ad un limite maggiore nel rapporto di 2, 3, così è probabile che alcuni difetti nella corrente, dovuti alla

RIDUZIONE DELLE MINIERE DI ZINCO. 75
disposizione orizzontale dei cammini, renda languente la combustione.

Tra il forno slesiano ed il forno inglese la differenza è insensibile e procede anche per la maggior parte dalle differenze di qualità dei carboni fossili che vi si adoperano.

Quantità di zinco prodotta.

2474. Si hanno pochi dati sulla quantità di zinco versata annualmente nel commercio; è almeno di 30 o 40 mila quintali metrici. Ecco i paesi di cui si può valutare il prodotto.

Carinzia .	3,000
Inghilterra .	6,000
Slesia . .	12,000
Belgio . .	8,000

29,000

Ma questa quantità può essere aumentata di molto, quando le officine di zinco sieno tutte in attività.

Il prospetto seguente esprime le quantità di zinco entrate in Francia pel suo consumo da alcuni anni. Esso dimostra l'accrescimento rapido della consumazione di questo metallo.

1818 zinco	267, 814 kil.	1826 calam.	77, 035 kil.
1819 zinco	408, 381 "	1826 zinco	3640, 916 "
1820 calam.	199, 930 "	1827 calam.	276, 880 "
1820 zinco	855, 514 "	1827 zinco	1287, 981 "
1821 calam.	255, 935 "	1828 calam.	174, 227 "
1821 zinco	1057, 148 "	1828 zinco	2428, 441 "
1822 calam.	249, 203 "	1829 calam.	15, 492 "
1822 zinco	794, 441 "	1829 zinco	1836, 614 "
1823 calam.	415, 875 "	1830 calam.	121 "
1823 zinco	836, 960 "	1830 zinco	1653, 621 "
1824 calam.	282, 107 "	1831 calam.	24, 224 "
1824 zinco	927, 886 "	1831 zinco	2131, 904 "
1825 calam.	181, 205 "		
1825 zinco	1655, 391 "		

L'uso dello zinco si estende dunque tutti i giorni di più ed il suo consumo aumenta con molta rapidità. Si può giudicarne anche col paragonare i prodotti delle miniere della Slesia superiore a diverse epoche. Dal 1808 al 1823 il prodotto è stato di 36,400 quintali metrici di

calamina data ai fonditori, ma questo prodotto è stato assai più limitato nei primi anni di questa serie; mentre per una sola delle miniere, quella di Scharley, si è elevato a 107,000 quintali nel 1823.

È evidente per quanto mi sembra che il trattamento dello zinco debba eccitare l'attenzione degli speculatori francesi. Il nostro paese è ricco di minerali di zinco. Possiede in diversi luoghi del zolfuri che non sono escavate che in piccole quantità ed anche delle calamine che non lo sono ancora.

CAPITOLO III.

TRATTAMENTO DELLE MINIERE DI STAGNO.

Note sur le gisement, l'exploitation et le traitement de l'étain, dans le duché de Cornouailles, del signor de Bonnard. *Journal des mines*, t. XIV, p. 443.

De l'essai et de l'analyse des minerais d'étain, del signor Lampadius. *Ann. des mines*, 1 serie, t. III, p. 207.

Notice sur la découverte de l'étain en France, del signor de Cressac. *Journal des mines*, t. XXXIII, p. 435.

Notice sur une nouvelle découverte de minerai d'étain dans la Loire-Inférieure; del signor Hersart. *Journal des mines*, t. XXXV, p. 293.

Rapport sur les recherches et les essais de la mine d'étain de Piriac, dei signori Juncker e Dufrénoy. *Ann. des mines*, 2 serie, t. IV, p. 21.

Sur la fonte des minerais d'étain dans le Cornwall et le Devonshire, del signor Taylor. *Ann. des mines*, 1 serie, t. VII, p. 579.

Notice sur le gisement, l'exploitation et le traitement des minerais d'étain de Cornouailles, dei signori Dufrénoy ed Elie de Beaumont. *Ann. des mines*, 1 serie, t. X, p. 331.

2475. Per la natura del composto che fornisce lo stagno, questo metallo è uno di quelli la cui riduzione presenta minore difficoltà. Non si estrae che del suo perossido che è la sola combinazione che trovasi abbondantemente in natura. Se questo ossido fosse puro, non si avrebbe che di trattare il minerale misto con carbone in un forno conveniente per estrarne il metallo. Questo caso si presenta qualche volta, quantunque in molti altri casi si debba complicare l'operazione per isbarazzare lo

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 77

stagno dalle materie metalliche che altererebbero la sua purezza ed il suo valor commerciale. La facilità colla quale si può procurarsi lo stagno, quando i suoi minerali sono puri, ci spiega in qual modo questo metallo ha potuto introdursi nelle arti ad epoca molto lontana. Era di già noto ed adoperato al tempo di Mosè. Le principali miniere scavate ai giorni nostri in Europa, quelle di Cornovaglia, lo erano di già dagli antichi, e formavano un ramo importante di commercio pei Fenici.

L'ossido di stagno trovasi quasi sempre cristallizzato od allo stato cristallino nei terreni antichi ed ordinariamente nei graniti, nei porfidi, negli schisti, nei quali trovasi in filoni od in ammassi.

In Sassonia, per esempio, l'ossido di stagno trovasi ora in vene nel granito (Altenberg), ora disseminato negli strati di gneiss (Heidelberg) o di quarzo (Zinnwald), ora in filoni e questi sono assai numerosi nelle rocce primitive ed intermediarie dell'Erzgebirge, dove si possono contare almeno cinque formazioni diverse, di cui la più recente è caratterizzata dalla presenza del rame e dell'argento. In tutti questi filoni l'ossido di stagno trovasi entro rocce, in cui il quarzo è unito o al talco o al felspato o allo sciorlo, o alla mica. Finalmente nelle valli vicine a queste specie di località, trovasi frequentemente il terreno ricoperto di ciottoli di granito o di sciorlo-schistoso abbastanza ricchi di stagno per poter essere trattati.

L'ossido di stagno che si trova nei terreni d'alluvione fornisce quasi sempre il metallo il più stimato. È dunque una delle escavazioni le più interessanti di questo metallo. Nella Cornovaglia trovansi delle alluvioni di stagno escavate da più secoli. Quella dei contorni di S. Austle sono ad un tempo le più estese e le più produttive.

Le Indie orientali forniscono una grande quantità di stagno. Quello che procede dalle miniere di Banca e di Malacca è preferito per la tintura a causa della sua purezza.

In Europa, la provincia di Cornovaglia in Inghilterra, contiene le miniere le più produttive. Il suo prodotto annuo è di 60,000 quintali, quantità che è superiore al prodotto di tutte le altre miniere d'Europa riunite.

La Sassonia e la Boemia forniscono pure dello stagno.

Si escava dello stagno, ma solo di quello d'alluvione anche nell'America meridionale, nelle provincie di Guanaxuato e di Guadalaxara. L'abbondanza del minerale

indica delle giaciture di stagno in posto molto considerevoli, ma sino ad ore ignote.

Preparazione e torrefazione del minerale di stagno.

2476. Il minerale di stagno greggio è sempre accompagnato di rocce che ne formano la matrice. Queste rocce, composte di silice, d'allumina, di calce e di potassa, darebbero origine durante la fusione ad un vetro capace di sciogliere la maggior parte dell'ossido di stagno e di impedirne la riduzione. Bisogna dunque ridurre il minerale in polvere colle pile, e separare colla lavatura e colla decantazione la maggior parte della sabbia. Così preparato, il minerale trovasi ad un di presso nelle circostanze dello stagno d'alluvione.

L'operazione non è sempre così semplice. La miniera è spesso mescolata con pirite cuprea, ed in questo caso il suo trattamento ha per iscopo di ricavare lo stagno ed il rame. Si principia dunque dal separare a mano e col martello la parte di roccia pura che si rigetta, la miniera di stagno che si mette da un lato, e la pirite cuprea che si riunisce d'altro lato. Non è necessario senza dubbio di far osservare che questa separazione lascia sempre della pirite in maggior o minor quantità nel minerale di stagno: si dovrà dunque tenerne conto nel processo del trattamento. Bisogna necessariamente prevenire anche gli effetti che produrrebbe la presenza quasi costante del tungstato di ferro e di manganese (wolfram), del ferro arsenicale e di diversi composti di ferro capaci di cedere questo metallo sotto l'influenza del carbone.

La preparazione meccanica del minerale di stagno consta dunque di un certo numero di operazioni il cui scopo diviene facile ad intendersi. Si procura di rompere i pezzi estratti dalla miniera, e quando si può si riducono alla grossezza di un pugno. Quando la roccia resiste all'azione del martello, se ne formano dei mucchi che si torrefanno per quarantotto ore. Un denso fumo ed un odore arsenicale forte si manifestano durante tutto il secondo giorno della torrefazione. Col mezzo di questa precauzione, la miniera pilandola si polverizza perfettamente, e viene in seguito fatta passare in una macchina da lavare, colla quale si separano le parti leggere della matrice quarzosa od argillosa, mentre lo stagno ossidato, il ferro zolfurato, il ferro arsenicale, l'ossido di ferro, ed il wolfram si precipitano insieme. Diviene allora neces-

saria una nuova torrefazione. Il suo scopo è di trasformare l'arsenico e lo zolfo in acidi arsenioso e zolforoso, ed il ferro in perossido. Una gran parte del rame passa allo stato di zolfato. Il wolfram e l'ossido di stagno rimangono senza alterazione.

2477. Ecco in qual modo si eseguisce questa operazione, secondo il signor Manes, nello stabilimento di torrefazione d'Altenberg. Consta di due edifici, uno di essi contiene un forno a riverbero, un magazzino di legna ed un grande bacino per uso degli operai: l'altro destinato a ricevere l'arsenico vaporizzato, non è altro che una grande camera di condensazione, tav. 42, fig. 5, 6, 7 e 8.

Il forno a riverbero è un edificio di forma piramidale quadrangolare, costruito di pietra di porfido. L'aia di torrefazione è costrutta di mattoni. È separata dal focolare da un piccol muro di mattoni alto 6 pollici. Il focolare attraversa tutto l'edificio, e riceve il fuoco dai due lati; è stabilito a 6 pollici al di sopra del suolo dell'officina e non ha del resto nè ceneratoio nè gratella. Nella parte anteriore dell'aia si trova una cappa a mantello destinata a ventilare lo spazio occupato dagli operai. Ivi trovasi la porta di lavoro, un ruzzolo di ferro su cui l'operaio appoggia il lungo riavolo che deve adoperare ed un cammino comunicante con un canale murato, che conduce il vapore nell'edificio vicino dove l'arsenico si depone. Il forno ha nella parte superiore un'aia di eguale dimensione dell'aia inferiore; essa è destinata a far essiccare lo schlich che si vuole torrefare, e ha nel suo mezzo un'apertura per la quale si fa cadere lo schlich sull'aia di torrefazione.

In quanto all'edificio di sublimazione, esso è diviso in tre compartimenti con due muri interni, con fori pei quali i vapori passano da uno all'altro. Ivi questi vapori depongono in gran parte l'acido arsenioso che contengono. Si osserva però che ne trasportano ancora una quantità notevole quando sfuggono nell'aria pel cammino.

Dopo che lo schlich da torrefarsi è caricato sull'aia e lo schlich da essiccarsi è caricato sull'aia superiore, si mette il fuoco che si dirige al principio debolmente, in modo che la fiamma non penetri che per alcuni pollici nell'aia da torrefazione. Durante questo tempo si stende la materia con un riavolo di ferro, lungo 15 piedi che termina con un manico di legno di 4 piedi di lunghezza. L'operazione di stendere e di far seccare la materia

dura circa mezz'ora. Si aumenta allora a poco a poco il fuoco; dopo tre quarti d'ora, l'arsenico incomincia a manifestarsi e si sviluppa ben tosto abbondantemente. Si agita allora continuamente la materia, riducendo sul davanti quella che trovavasi sul di dietro e reciprocamente. Nello spazio di un'ora e mezzo tutto l'arsenico d'ordinario è sviluppato; verso la fine si vede sublimarsi un poco di zolfo. A quest'epoca la materia diviene di un colore rosso chiaro; vi si getta sopra della polvere di carbone con un badile che si introduce nel forno; si agita la materia, e l'arsenico si sviluppa di nuovo, ma assai meno abbondantemente della prima volta. Si dà allora un forte colpo di fuoco in modo che la fiamma stendasi su tutta l'aia, ed espella le ultime porzioni d'arsenico. Dopo un'ora i vapori cessano; si diminuisce a poco a poco il fuoco che si intrattiene ancora per due ore, agitando sempre la materia. Si assaggia colla scodella per vedere se l'operazione è ben fatta. Se lo schlich che si ottiene è di un bel colore bruno giallastro, senza miscuglio di parti nerastre o rossastre, è certo che l'operazione è stata ben condotta. Si lascia raffreddare sino al giorno successivo la materia torrefatta, la si ritira e si ricarica l'altra parte che era sull'aia di ricambio.

Si calcina separatamente il grosso ed il fino; si mettono d'ordinario 12 quintali di grosso e 13 quintali di fino; l'operazione dura generalmente sei ore per la calcinazione del fino, e sette ore per la calcinazione del grosso, che è sempre più carico di arsenico. Si abbrucia nei due giorni un poco meno di una corda di legna spaccata. Si ottiene da tre quarti ad un quintale d'arsenico e la materia aumenta di un settimo ad un ottavo in volume.

Gli schlich torrefatti vengono riportati alla lavatura. Coll'espore la materia all'aria umida per più giorni, il zolfuro di rame fermatosi passa allo stato di zolfato che si può disciogliere colle lavature, raccogliere colla cristallizzazione, oppure precipitare col mezzo del ferro per avere del rame di cementazione.

Passando allo stato di perossido, il ferro acquista una densità minore e può essere trasportato via colle lavature. Il wolfram, lo stagno ossidato ed una parte della matrice rimangono dunque nella materia che deve essere sottoposta al trattamento. Ma perchè sia considerata come atta ad essere trattata economicamente, si ha cura di ridurla ad un tal punto che possa produrre 50 per 100

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 81

di stagno metallico; ciò che fa supporre che contenga almeno 60 d'ossido di stagno. È raro che il minerale di stagno sia trattato dal proprietario della miniera; è dunque venduto ai direttori delle officine che lo trattano, ed il suo prezzo è determinato da un *assaggio*, il quale viene eseguito precisamente come un assaggio di ferro. Si prende un peso determinato della materia (60 grammae), si pone in un crogiuolo intonacato che si espone per due ore al fuoco di un fornello a vento, o ad un fuoco di fucina. Il calore deve essere graduato per evitare che la fusione della matrice non si effettui prima della riduzione del metallo. A capo di un'ora e mezzo si suppone che questa sia completa; si dà un forte colpo di fuoco; il tutto si fonde e si ottiene un bottone di stagno ed una scoria dalla quale si estraggono meccanicamente i granelli di stagno che contenesse.

Con mezzi più o meno analoghi si determina la ricchezza e la purezza dei minerali disposti per la fusione; si mescolano in seguito in un modo conveniente per facilitarne il trattamento.

Il seguente prospetto darà meglio l'idea del complesso delle operazioni precedentemente indicate e del prodotto che forniscono.

1. Lavatura colle tavole a scossa		2. Lavatura colle tavole a tela	
Minerale greggio	147, 900	Minerale greggio	147, 900
Grosso schlich	629	Grosso schlich	616
Schlich medio	321	Schlich medio	308
Schlich povero	128	Schlich povero	102
Schlich buono a fondersi	1,078	Schlich buono a fondersi	1, 026
che rende stagno	513.	che rende stagno	513.

Questo prospetto ci indica che il minerale buono a fondersi forma presso a poco 1/140 del minerale primitivo. Le lavature hanno dovuto trasportar via il resto. Questa circostanza ci spiega il perchè questa operazione, i cui principii sono semplici, si trovano però complicati qui da tante minutezze cui non possiamo nemmeno tentare di tener dietro. Si devono continuamente dividere e suddividere i depositi per evitare le perdite. La grande densità dell'ossido di stagno, circa 7, 0, ci lascia vedere che le perdite debbono essere limitate quando si operi colla dovuta diligenza. Riassumendo i principii del lavoro meccanico della miniera di stagno, vediamo che l'ossido di stagno trovandosi disseminato per la mag-

gior parte nella roccia, bisogna che il tutto sia ridotto in polvere finissima, perchè si possa giungere ad una separazione meccanica esatta. La grande densità dell'ossido di stagno rende questa separazione suscettiva di una grande precisione. Se rimangono alcuni minerali metallici che la lavatura non abbia potuto separare, si può col mezzo di un arroventamento, che non ha azione sull'ossido di stagno, volatilizzarli in gran parte (arsenico, zolfo), alterare la loro composizione o la loro tessitura in modo da diminuire la loro densità (ferro ossidulato, ferro solfurato, ec.) e finalmente renderli intaccabili dall'aria umida. Questo è il caso della pirite di rame che l'arroventamento disaggrega e dissulfura parzialmente, e che l'azione dell'aria trasforma in seguito in solfato.

2478. In Inghilterra l'arroventamento si eseguisce egualmente nei forni a riverbero rappresentati dalla tav. 43, fig. 1, 2, 3. Il cammino è preceduto da tubi inclinati in cui si condensano i vapori arsenicali. Si opera sopra 300 kil. di minerale; l'operazione dura da dodici a diciotto ore. Le particolarità del processo, la natura dei prodotti e le operazioni susseguenti sono talmente simili a quanto è stato già indicato, che non vi è nulla ad aggiungere.

Fusione del minerale di stagno.

2479. La fusione del minerale di stagno si eseguisce con due metodi diversi secondo la loro natura. Quello che procede dalle miniere fornisce un metallo impuro che esige delle manipolazioni numerose e nel quale non si ha timore di adoperare il carbon fossile. Si tratta in un forno a riverbero. Quello che si estrae dai terreni di alluvione dà un metallo assai più puro, non trovandosi il minerale mescolato che con qualche frammento di ferro ematite, facile a separarsi. Si usa quindi la precauzione di trattare questo minerale col carbone di legna onde evitare il deturpamento che riceverebbe dal carbon fossile e dal coke, combustibili che fornirebbero dello zolfo allo stagno ottenuto.

La riduzione della miniera di stagno d'alluvione si eseguisce con forni a manica, ed il solo combustibile che si adopera è il carbone di legna. Questo metodo di fusione è sommamente semplice, e probabilmente il più antico di tutti, come sembrano indicarlo gli avanzi di forno di costruzione rozza che trovansi qualche volta, in

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 83
alcuni de' quali sembra che siasi fatto uso soltanto della corrente d'aria per attivare il fuoco.

*Fusione del minerale nel forno a manica
in Inghilterra.*

2480. I forni di cui si fa uso in oggi sono originarii di Schlackenwald in Boemia, e sono stati adottati nella maggior parte delle officine. Sono alti forni assai simili a quelli in uso per la fusione della ghisa; hanno metri 4, 92 di altezza dal fondo del crogiuolo sino alla imboccatura che è posto all'origine di un cammino lungo e stretto, interrotto da una camera dove si depone la polvere metallica trasportata dalla corrente d'aria. Questa camera non è posta verticalmente al di sopra del forno, ciò che obbliga a dare una direzione obliqua alla parte inferiore del cammino. Il forno costruito di mattoni forma un prisma a base quadrata, un poco meno largo che alto; la bocca sensibilmente tonda, ha metri 0, 40 di diametro. Vi si getta alternativamente il minerale ed il combustibile. L'interno del forno è formato di un cilindro di ghisa verticale, rivestito d'argilla che ha un'apertura pel passaggio del vento. Questa apertura che riceve un bucolare nel quale si mettono le canne di due mantici, trovasi ad una piccola altezza al di sopra dell'aia del forno. Al livello di quest'aia, il cilindro presenta una scannellatura al di sotto della quale trovasi il bacino di ricevimento che è posto in parte al di sotto del vuoto interno del forno ed in parte esteriormente. Al livello del suolo trovasi un secondo bacino di ricevimento più grande del primo che può scaricarvisi per un canaletto leggermente inclinato. Il secondo bacino ha quasi un metro di larghezza, sopra 0^m, 60 di profondità. Finalmente, non lungi di questo ultimo bacino, se ne vede un terzo di circa 1^m, 30 di diametro, sopra 0^m, 80 di profondità che serve alla purificazione. Tutti questi bacini sono di mattoni o di ghisa.

Questo forno, adoperato in Inghilterra per la fusione dei minerali d'alluvione, riceve il minerale senza aggiunta e senza prima arroventarlo. Sembra che si facciano le cariche senza regole ben fisse, osservandosi solo che il forno sia mantenuto pieno. A misura che lo stagno si riduce, cola nel bacino di ricevimento; le scorie vengono estratte a misura che si consolidano.

Queste scorie vengono rotte e scelte; quelle che con-

tengono dei grani di stagno sono pilate, lavate, ed il residuo della lavatura passa al forno a manica; quelle che contengono dell'ossido di stagno sono ripassate senza preparazione; finalmente le scorie povere vengono gettate via.

Lo stagno è condotto nel primo bacino di ricevimento dove si lascia in riposo per qualche tempo. Si divide così in diverse zone; lo stagno puro sale alla superficie e lo stagno in lega cade al fondo del bacino. Si decantano le parti superiori nel bacino di purificazione previamente riscaldato. Si fa anche un fuoco moderato al di sotto della caldaia se è di ghisa.

Si procede allora alla purificazione propriamente detta, che ha specialmente per iscopo di sbarazzare lo stagno delle scorie o delle polveri meccanicamente interposte nella sua massa. Si raggiunge lo scopo con una ebollizione artificiale, promossa dal carbone bagnato o dal legno verde che forniscono dell'acqua in vapore.

Si mette dunque tutta la massa in agitazione, immergendo nel metallo fuso dei pezzi di carbone bagnato o di legno verde, ritenendoli al fondo della caldaia col mezzo di un telaio di ferro. L'acqua del carbone o del legno si converte prontamente in vapori, i quali innalzandosi a traverso del metallo, lo fa sembrare in rapida ebollizione. Dopo tre ore questa operazione è terminata; si leva via il telaio, si lascia il bagno in questo stato di fusione tranquilla per due ore; si leva via l'intonaco che copre la sua superficie, e lo stagno che presenta uno splendore vivo particolare viene versato entro forme opportune per averne dei pani che si mettono in commercio. Se contenesse ancora dei metalli stranieri, si troverebbero al fondo e la lega verrebbe posta a parte.

Qualche volta però si dà allo stagno puro una forma diversa. Si riscaldano i pani sino ad un grado noto, al quale il metallo diviene fragile. Si innalzano allora ad una altezza considerevole, e lasciandoli ricadere sul terreno si dividono in piccoli frammenti di un particolare aspetto che portano il nome di *lagrime di stagno*. Questo aspetto caratteristico dello stagno in lagrime è dovuto ad una cristallizzazione regolare dello stagno che ha luogo durante il suo consolidamento. Al momento in cui il pane si rompe, i cristalli si torcono e si deformano. È probabile che lo stagno il più puro sia quello che dà i cristalli i più voluminosi, ciò che spiega la garanzia che questa pratica dà al commercio.

Fusione del minerale nel forno a manica in Sassonia.

2481. È sempre nel forno a manica col mezzo del carbone di legna che si trattano le miniere di stagno in Sassonia. Le dimensioni dei forni variano. Si è verificato con esperienza in grande che i più alti forniscono una maggiore quantità di stagno ed in un tempo più corto, col consumo forse di qualche maggior quantità di carbone. Tale è almeno il risultamento dei conti presentati dal signor Manes. Secondo altri autori i forni alti consumerebbero in vece minor quantità di carbone. Checchè ne sia, si è trovato in questo modo di costruzione un vantaggio reale che ne determina l'adottamento nelle officine le meglio dirette. Il trattamento differisce d'altronde nel suo andamento da quello che si segue in Inghilterra, e richiede per conseguenza una descrizione speciale.

Prima di intraprendere questa descrizione, faremo osservare che si tratta qui di un minerale in roccia, e che questo minerale è stato diviso colle lavature in due prodotti principali. L'uno più denso, sia per la sua quantità di stagno ossidato, sia pel volume dei grani che lo compongono, prende il nome di *schlich grossolano*. L'altro più leggero, sia per la sua purezza, sia per la finezza della grana, prende quello di *schlich fino*. Si mescolano per la fusione questi due prodotti in proporzioni determinate dal grado d'ossidazione. Qualche volta anche si divide lo *schlich* in tre qualità: *schlich grossolano, medio e fino*, che si mescolano egualmente per la fusione in proporzioni convenienti. Lo scopo di questi miscugli consiste nel rendere tutte le fusioni eguali per quanto si può, sia pel prodotto, sia per la purezza media del minerale. Le operazioni di fusione riescono più sicure. Ne risulta inoltre che la natura delle scorie e la loro qualità relativamente al metallo, divengono più costanti e che si ha meno a temere l'eccesso di silice che potrebbe trovarsi in uno degli *schlich*. Finalmente si ottiene con questi miscugli una fusibilità media di marogne che varia poco o nulla nelle diverse operazioni. Tutte queste precauzioni sono ingiunte dal modo di trattamento che differisce da quello in uso in Inghilterra col mezzo dei forni a riverbero, per ciò che la temperatura è più costante e l'operazione continua.

La tav. 42, fig. 1, 2, 3, 4, dimostra le principali disposizioni della fonderia e dei forni d'Altenberg.

a, Piano del grande forno; *b*, piano del piccolo forno; *c*, ruota idraulica che mette in moto i mantici; *d*, mantici; *e*, camera dei fonditori; *f*, magazzino degli schlich e dei carboni.

1. Costruzione del ferro, 2 camicia, 3 crogiuolo, 4 piano inclinato per le scorie, 5 serbatoio d'acqua dove sono ricevute le scorie, 6 bacino di trasforazione, 7 aia d'operazione, 8 bacino di depurazione, 9 camera di sublimazione, 10 tavola di rame, 11 serbatoio d'acqua per i carboni.

Il grande forno che ha quattordici piedi di altezza, è costruito di sienite porfirica a grossi grani. Il bacino interno è fatto di mattoni refrattarii nella parte superiore, e di pietra di *grés* verso la *forma*. Il bacino di ricevimento dello stagno trovasi nello stesso forno. È di forma ovale, e si costruisce con uno strato di luto pesante. Nella sua parte inferiore trovasi il buco di trasforazione che attraversa la pietra posta in fianco che chiude il davanti del forno. Lo spiraglio formato nella faccia anteriore del forno si tiene chiuso in parte durante la fusione con dell'argilla. Si apre poi intieramente per levar via le scorie che si sono attaccate al bacino di ricevimento.

Il vento viene fornito da due mantici di cuoio.

In faccia allo spiraglio ed al di sotto del bacino di ricevimento trovasi il bacino di trasforazione.

Vi si fa passare lo stagno raccolto nel primo per un buco di circa sei pollici di diametro, che si tiene d'ordinario chiuso con un turacciolo d'argilla. Questo secondo bacino è formato di pietre sienitiche.

A sinistra del forno trovasi una piccola aia rettangolare. Si è l'aia di depurazione e di fusione. Essa è unita ad un bacino di eguale lunghezza, di diciotto pollici di larghezza e di due piedi di profondità. Finalmente, a dritta del forno, evvi il piano inclinato sul quale scorrono le scorie che si fanno passare in un piccolo serbatoio pieno d'acqua.

Il luogo di caricare il forno è sopra la sua faccia laterale sinistra, a tre piedi al di sotto della imboccatura; vi si ascende per una scala di pietra. L'imboccatura è coperta con una grande camera costrutta di tavole investite di argilla; ha venti piedi di lunghezza, dodici di larghezza e sedici di altezza; questa camera ritiene il minerale in polvere che il vento dei mantici trasporta col fumo, e lascia sfuggire quest'ultimo per due aperture quadrate, poste da una parte e dall'altra del forno.

Il piccolo forno delle scorie, alto cinque piedi, è co-

strutto di pietra di sienite porfirica, l'aia è di luto pesante e la sua *forma* d'argilla. Quest'ultima riceve le canne di due mantici di pelle. Avanti allo spiraglio trovasi il bacino di ricevimento che, esteriore al forno, è escavato nel bacino. Presso di esso evvi un serbatoio d'acqua in cui si gettano le scorie che soprannuotano al bagno.

Quando si tratta di incominciare una fusione si prepara il forno. Questa operazione consiste nel cangiare sette pezzi; cioè le quattro pietre che formano i lati, le due pietre della *forma*, finalmente quella del davanti; si deve inoltre coprire la pietra d'aia di un nuovo strato di luto, fatto di quattro parti di polvere di carbone e di una parte d'argilla; investire i bacini di traforazione e d'epurazione di uno stesso strato d'argilla, sulla quale si stende in seguito della polvere.

Disposto il forno bisogna farlo essiccare. Si riempie a questo effetto il bacino di ricevimento di carbon acceso; si gettano per l'imboccatura quattro misure di carbon nero nel tino, la cui combustione dura circa due ore; all'indomani si ripete la stessa operazione e così di seguito per quattro o cinque giorni, aumentando ogni volta la quantità di carbone, sino a riempirlo a metà nell'ultima volta quando si vuole incominciare la fusione.

Per la fusione si mescolano insieme parti eguali di schlich grosso e medio ed un quarto di schlich fino; si rompe il carbone di grossezza conveniente, e si immerge in un piccolo serbatoio d'acqua, da cui si estrae in seguito con un rastrello. I pezzi minuti sono messi da parte e servono, essendo polverizzati sotto la pila, a fare l'intonaco di cui si ha bisogno.

Disposto il forno, essiccato, e ritenuto il tutto pronto per la fusione, si incomincia a caricare. Si fanno da prima passare le scorie di una operazione precedente e si dà in seguito il vento. Essendo il forno pieno di scorie, si incomincia a caricare con minerale e si aumenta il vento. Quattro ore dopo lo stagno incomincia a comparire nel bacino di ricevimento; le prime scorie prodotte sotto l'influenza di una temperatura troppo bassa, sono ricche di stagno e debbono essere ricaricate tosto.

Avendo il forno preso un andamento uniforme, si carica sopra l'una e l'altro lato, ad una *mano* di distanza dalla faccia del bucolare; ciò che i fonditori considerano come più vantaggioso; del resto, il caricante esamina sempre il bucolare prima di caricare, e secondo che è troppo lungo o troppo corto, secondo che il ca-

lore è più grande da un lembo che dall'altro, egli allontana od avvicina le cariche dal lato del bucolare, oppure carica (più o meno fortemente il minerale dal lato che è più o meno riscaldato. Ogni qual volta si carica, il fonditore leva via le scorie che coprono il bagno del bacino di ricevimento col mezzo di un riavolo che introduce per l'apertura conservata al basso dello spiraglio. Fa cadere queste scorie nel serbatoio d'acqua che trovavasi al basso del piano inclinato, indi ricopre la parte anteriore del bagno di polvere di carbone.

Dopo venti o ventiquattro ore, a partire dal principio delle cariche di minerale, o dopo la fusione di 18 quintali di schlich, il bacino di ricevimento è d'ordinario pieno; allora si deve forare. Si riscalda preventivamente il bacino di traforazione e quello di epurazione con grossi carboni accesi che si ammucciano in seguito sopra l'aia di epurazione per un'altezza di circa otto pollici. Il fonditore ferma indi i mantici, discopre il bagno, e mentre che il caricatore sostiene con riavoli e con badili le scorie e le cariche superiori, pulisce la superficie e fa la traforazione.

Il bacino di ricevimento essendo vuoto, il fonditore leva via col riavolo tutto ciò che si è attaccato alle sue pareti; introduce sul fondo del bacino, per lo spiraglio, della polvere di carbone che si comprime fortemente; il caricante leva via la gratella, ridà il vento e carica.

Lo stagno raccolto nel bacino di traforazione viene cavato tosto con un cucchiaino, e filtrato dolcemente sui carboni dell'aia di depurazione. Quello che passa nel bacino al di sotto di quest'aia viene in seguito cavato e preparato pel commercio.

Si fa la colata ogni quindici o diciotto ore; si fa passare in questo tempo 500 kil. di schlich e 250 kil. di scorie in 18 a 20 cariche; si abbruciano 3, 6 metri cubici di carbone, e si ottiene 225 kil. di stagno e 25 kil. di lordure che si ripassano nelle cariche seguenti, in quantità di 4 kil. alla volta.

Tosto che il buono schlich è passato, si caricano gli schlich degli ultimi residui di lavatura, quando se ne abbia; ma non se ne ricava mai tanto stagno. In generale in una colata di questi residui, la cui durata è di quindici ore, la quantità degli schlich passati è di 600 kil., il carbone abbruciato è di 3, 6 a 4, 5 metri cubici, e se ne ricava 130 kil. di stagno.

Nella fusione di questi diversi schlich, le scorie che

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 89

si fanno passare nei serbatoi d'acqua ne sono estratte, rotte in pezzi e posti in mucchi separati. Siccome esse sono ancora tutte ricche di stagno, si ripassano al forno immediatamente dopo che gli schlich sono terminati. Siccome le scorie sono più fusibili del minerale crudo, così le cariche sono più frequenti; si fa la colata ogni ventiquattro ore in circa, e si ottiene da 1800 kil. di scorie, circa di 240 kil. di stagno col consumo di 6, 6 metri cubici di carbone.

Le scorie che risultano da questa fusione sono di una maggior fluidità delle prime, e scorrono da loro stesse sul piano inclinato. Quantunque meno ricche, contengono ancora dello stagno e vengono raccolte, rotte egualmente in piccoli pezzi, e fatte passare al piccolo forno.

Dopo che le prime scorie sono tutte passate al grande forno, si sospende il fuoco, si netta il forno, si levano le marogne che si sono formate sulle pareti del bacino di ricevimento, si distaccano dall'interno del forno le sostanze che vi sono aderenti, e che chiamansi frautumi di ferro, e tutte queste sostanze vengono poste a parte per essere trattate di nuovo.

Il grande forno viene tenuto in attività per otto o nove settimane. In questo tempo si fanno passare circa 410 quintali metrici di schlich, si abbruciano 360 a 390 metri cubici di carbone, e si ottiene per prodotto 205 quintali metrici di stagno, di cui 15 in circa procedenti dalla rifusione delle scorie.

Rifusione delle scorie.

2482. Quantunque rifuse, queste scorie non sono esaurite. Contengono ancora dello stagno che si può estrarre, almeno in parte, con una nuova fusione. Questa si eseguisce nel piccolo forno (fig. 1 e 4) conducendo l'operazione ad un di presso come nel grande forno. La fusione si eseguisce egualmente senza aggiunta.

Ordinariamente cinque minuti dopo avere incominciata la carica, compaiono di già le scorie nel bacino; queste prime scorie sono poco liquide, cariche ancora di stagno, e per questo debbono essere ricaricate tosto; subito dopo cola dello stagno, delle scorie più fluide e delle lordure incoerenti che ritengono molti grani di stagno, e sono mescolate con cencri, e rottami di forno; le prime si stendono nel bacino, si rappigliano alla superficie e vengono levate via da cinque in cinque minuti sotto forma di

pani che si immergono in un serbatoio d'acqua. Le altre che restano sempre nella parte del bacino, che è immediatamente sotto lo spiraglio vengono ricaricate in parte ed in parte messe da un lato per poi riunirle ai frantumi che si estraggono dal forno dopo l'operazione.

Quando il bacino è picco di stagno, si fermano i mantici, si levano via le scorie che soprannuotano al bagno. Le prime vengono immerse nell'acqua, e le ultime, più ricche di stagno, sono ricaricate immediatamente. Si cava lo stagno con un cucchiaino e si versa sull'aia di depurazione.

Le scorie raccolte nel serbatoio d'acqua ne vengono estratte di mano in mano per essere ripassate un'altra volta nel forno, tosto che le prime sono esaurite.

Una fusione (10, 2 a 15, 4 quintali metrici di scorie) dura 18 a 20 ore, vi si abbruciano 4, 5 metri cubici di carbone, e se ne ottiene circa 102 kil. di stagno. I frantumi del forno e le marogne ricche, poste a parte, vengono riuniti ai prodotti di eguale natura raccolti al grande forno.

Durante la fusione degli schlich e delle scorie, si ricavano diversi prodotti, che, quantunque poveri, non debbono ancora essere gettati via. Questi sono:

1. Le polveri della camera che ricopre l'imboccatura del grande forno, che constano di uno schlich misto di ceneri e di polvere di carbone. Non esigono altro trattamento che una semplice lavatura sulle tavole fisse; se ne estrae lo schlich che contengono, e si aggiunge allo schlich di una nuova fusione.

2. Le lordure che restano sull'aia di depurazione; sono di natura compatta e scoriforme. Contengono alcuni grani di stagno e dei metalli stranieri. Si ripassano sotto al grande ed al piccolo forno, nelle cariche successive.

3. Le marogne dure sono masse compatte, dense e pesanti, formate di diversi metalli misti collo stagno, e che si attaccano alle pareti del bacino di ricevimento. Si ripassano una volta al piccolo forno con altre scorie, si fondono ad un tempo 18 a 20 quintali di questa materia, con 9 o 10 quintali di scorie; si ricavano da $\frac{3}{4}$ ad 1 quintali di stagno. Le scorie e le nuove marogne sono più refrattarie delle prime; non è più possibile di trarne partito.

4. Finalmente i frantumi di forno. Quelli che procedono dal grande forno, contengono, oltre alle pietre del forno e l'argilla calcinata, dello stagno mezzo fuso, delle

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 91

scorie e dei grani di stagno che sono fortemente uniti insieme; sono più puri, più ricchi e più fusibili dei frantumi procedenti dal piccol forno. Questi ultimi constano di pietre di forno, carbone e scorie assai difficilmente fusibili.

Questi frantumi, raccolti in sufficiente quantità, vengono pilati e lavati in un piccolo edificio, vicino al forno. La farina delle pile è fatta passare al cribro ad acqua e rimane sul cribro un prodotto a grossa grana, che è puro, e nel tino un prodotto più fino, che non lo diviene che dopo esser passato sulla tavola fissa. Questi due prodotti sono caricati in seguito unitamente nella rifusione delle scorie.

Fusione dei minerali al forno a riverbero.

2483. Il minerale di stagno che proviene dalle miniere fornisce un metallo impuro che esige numerose manipolazioni, e pel quale non si teme di far uso del carbon fossile. Si tratta in Inghilterra in un forno a riverbero.

I forni adoperati per fondere la miniera di stagno sono forni a riverbero ordinarii, capaci di contenere una carica di 600 ad 800 kil. di minerale.

Questi forni (tav. 43, fig. 5, 6 e 7) sono ad un solo focolare. L'aia ha circa 3^m, 3 di lunghezza, sopra 1, 7 a 2, 2 di larghezza; la volta è molto bassa; nel suo punto il più elevato che è presso del cammino non si innalza che a 0, 50 al di sopra dell'aia. La gratella; su cui non si abbrucia che del carbon fossile, ha circa 0^m, 7 di larghezza sopra una lunghezza un poco minore. L'altezza del cammino non eccede 8 o 10 metri. Il forno presenta tre porte; una pel focolare, una per la carica posta sul lato dell'aia, ed una terza per rimescolare la massa fusa e far escire le scorie; questa è posta all'estremità dell'aia opposta al focolare al di sotto del cammino. L'aia è leggermente concava, e dal suo punto il più basso *a* (fig. 7) parte un condotto che, passando sotto la porta laterale del cammino, conduce ad un bacino di ricevimento in mattoni *b*, che trovasi avanti a questa porta, o ad una caldaia di ghisa che ne tiene luogo. Questo condotto è otturato, durante la fusione, con un pezzo d'argilla o di cemento; non si apre che al fine dell'operazione, per lasciare scolar fuori lo stagno.

Si prepara la carica col mescolare il minerale con una quantità di carbon fossile secco in polvere, che varia tra

1 175 e 1 178 del suo peso, secondo la sua ricchezza. In alcune officine, si aggiunge una mediocre quantità di calce estinta, per aumentare la fusibilità delle marogne. Si mescola bene la massa e si inumidisce con acqua. Quest'ultima precauzione rende più facile il caricare, e previene la dispersione del minerale che sarebbe trasportato via dal vento del forno, prima che la fusione avesse principio.

Il calore adoperato è fortissimo, ma è graduato. Quando la carica è fatta si chiudono le porte, si lutano le loro commettiture e si riscalda. Il signor Taylor crede che il punto importante della condotta del fuoco, consista nell'operare la riduzione dell'ossido di stagno prima della fusione della marogna. Se questo avesse luogo troppo presto, si formerebbe, dic'egli, uno smalto difficile a ridursi e si soffrirebbero grandi perdite. Si dà in fine un calor tale che possa mettere la massa in fusione perfetta, sostenendolo per sette ad otto ore. La fusione è allora compiuta e la carica può essere estratta. Si rimescola la materia per facilitare la separazione del metallo; a capo di alcuni istanti, si può levar via la scorie della superficie del bagno, o mentre lo stagno scorre pel buco di colata, che si è aperto, o prima di aprire questo buco.

Il metodo indicato dal signor Taylor si accorda così poco colle osservazioni fatte dai signori Juncker e Dufrenoy, nei loro saggi sulla miniera di stagno di Piriac, che si poteva conservare qualche dubbio sulla sua efficacia. Il signor Taylor ritiene che sia necessario un fuoco moderato per incominciare, e i suddetti due ingegneri avevano trovato conveniente al contrario di dare fin dal principio un calore sufficiente per fondere. Questo metodo ha prevalso nelle officine inglesi le più recenti.

I signori Coste e Perdonnet, che hanno fatto conoscere le nuove forme di forni a riverbero, tav. 43, fig. 8, 9, e 10 hanno veduto eseguirsi il lavoro dietro le basi seguenti:

Si dà al principio un buon colpo di fuoco, ed a capo di un'ora la materia è di già in fusione. Si ritirano di tempo in tempo le scorie che soprannuotano al bagno. Di tempo in tempo si rimescola anche la materia. Verso la fine della fusione si getta un poco di carbon fossile secco sulle scorie per consolidarle.

Si cola il metallo nel bacino di ricevimento; rimangono sull'aia delle scorie tufacce che vengono trattate a parte.

L'esperienza e la teorica si accordano qui per dimo-

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 93

strare che lo stagno sarà ridotto senza difficoltà, sinchè vi sarà nel minerale abbastanza silice per saturarne le basi.

Lo stagno ottenuto esige un trattamento che consta di una liquazione e di una raffinazione.

Dopo di avere lasciato riposare il metallo nel bacino di ricevimento, perchè le scorie abbiano tempo di raccogliersi alla superficie, si estrae con mestole e si versa nelle forme, in modo da formare delle lastre e delle verghe che si mettono a parte per una raffinazione susseguente.

La marogna che si consolida ben tosto in una massa dura, viene divisa in tre classi; quella che si leva via per la prima è troppo povera per essere trattata di nuovo. Quello che si raccoglie in seguito, contiene alcuni grani di stagno, ed è sottoposta alla lavatura. Finalmente quella che si raccoglie alla superficie immediata del bagno metallico, e che contiene molto metallo è sottoposto direttamente ad una nuova fusione. La seconda marogna pilata e lavata fornisce un prodotto che si rifonde in seguito; ma non ne risulta che uno stagno impuro, poichè i grani che la scoria conteneva si sarebbero riuniti al bagno generale, se la presenza di un metallo straniero non avesse diminuita la loro fusibilità.

Nessuna operazione di fondita è più facile di quella che si fa subire ai minerali di stagno, e non ve n'è alcuna di cui si possa più facilmente render conto. Non vi sono che due cose a farsi nel trattamento, decomporre l'ossido ed ottenere una fusione perfetta delle terre in modo che il metallo possa separarsene facilmente.

L'aggiunta della calce contribuisce ad effettuare la fusione; quella del carbon fossile determina la riduzione della miniera. La separazione del metallo e delle terre ha luogo durante la fusione, per la differenza del loro peso specifico, precipitandosi il metallo al fondo del forno e le scorie recandosi a galleggiare alla superficie del bagno.

Raffinazione dello stagno greggio.

2484. Le lastre o le verghe di stagno che si ottengono con questo metodo di fusione sono più o meno impure secondo la qualità del minerale di cui si fa uso; si sottopongono alla raffinazione o nello stesso forno quando la fusione del minerale è ultimata od in un altro destinato a questo solo oggetto.

In quest'ultimo caso i forni che servono alla raffina-

zione dello stagno (tav. 43, fig. 5 e 6) sono simili a quelli che servono alla fusione del minerale; solo che hanno in vece del bacino di ricevimento, di cui abbiamo già parlato, un bacino di raffinazione *c*, posto da un lato e nel quale lo stagno si rende pel canale *d*. Questo bacino ha circa 1^m, 3 di diametro e 0^m, 80 di profondità; è costruito di mattoni od è sostituito da una caldaia di ghisa, sotto la quale trovasi una griglia destinata a ricevere il fuoco; quest'ultima disposizione sembra preferibile. Al di sopra del bacino di raffinazione trovasi un palo girante, nel quale passa un fuso di ferro verticale, che può salire e discendere; questo fuso porta alla sua estremità inferiore un telaio egualmente di ferro, nel quale si può riporre della legna che si fa entrare nel bagno di metallo, e che vi si ritiene conducendovi il palo al di sopra, facendo di scendere il fusto e assicurandolo in questa posizione.

Si è coll'aver riguardo alla densità ed alla fusibilità comparativa dello stagno e delle sostanze che lo deturpano, che si giunge a raffinare questo metallo. Le sostanze che contiene il prodotto della prima fusione e che si debbono separare sono: il ferro, il rame, il tungsteno, una certa quantità di zolfuri o di arseniuri, ed un poco di materie terrose o scorie.

Il forno di raffinazione non è portato che ad un grado di calore assai moderato, e le lastre di stagno che vi si pongono non debbono fondersi che a gradi. Il metallo fuso scorre nella caldaia, che si mantiene riscaldato col mezzo di un fuoco leggero posto al di sotto di essa. Con questo processo le sostanze le più infusibili rimangono nel forno; questo residuo consta di una lega molto ferruginosa; si aggiungono nuove masse quando la liquazione dei primi è terminata e si continua sino a che il bacino di raffinazione sia sufficientemente riempito di residui.

Allora si lascia scolar fuori tutto lo stagno; indi si spinge il fuoco sino a fondere il residuo che si raccoglie in una caldaia distinta. Si ottiene un altro residuo infusibile che rimane sull'aia del forno e che non è buono a nulla. Si ottiene inoltre la lega fusa che si mantiene in fusione tranquilla. Si separa essa in due strati, l'uno superiore di stagno impuro, buono a trattarsi di nuovo; l'altro inferiore d'una lega aggrissima e fragilissima, bianca e cristallina da cui non si può cavare alcun partito.

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 95

Ritorniamo al primo prodotto della liquazione; esso richiede un ultimo trattamento. Si depura di nuovo, rimiscolandolo per qualche tempo nella caldaia. Questa operazione è effettuata da un uomo, che con un cucchiaio estrae una parte del metallo fuso, e lo riversa nella caldaia da una tale altezza, che possa agitare la massa e metterla tutta in movimento.

Quando questa operazione è terminata, si schiuma accuratamente la superficie e si separano le impurità; esse consistono in sostanze più leggeri dello stagno, ma capaci di rimanere in sospensione nel bagno, se non venivano separate col movimento e portate alla superficie. Questi sono ossidi di stagno e di ferro che si rigettano di mano in mano nel forno.

In generale si cola in una sola volta tutto il metallo nelle forme, dopo che si è terminato di agitarlo e di schiumarlo, ma il prodotto delle miniere impure e ferrugineose può però esigere una preparazione atta a privare lo stagno da qualunque altro miscuglio. Si mantiene allora la massa allo stato di fusione nella caldaia, senza agitarla; con questo mezzo, le parti più pesanti dello stagno si raccolgono al fondo, e mettendo a parte le ultime porzioni di metallo, quello che si raccoglie alla superficie trovasi condotto ad uno stato di purezza assai maggiore. Il bagno si divide col riposo in diverse zone; le zone superiori sono le più pure; gli strati medii contengono un poco di lega; in quanto a quelle del fondo, esse sono il più delle volte così impure, che esigono una nuova raffinazione, come se provenissero dal minerale.

L'ultima operazione consiste nel gettare il metallo raffinato nel momento in cui comincia a raffreddarsi, entro forme di granito e di tali dimensioni, che possano contenere dei pezzi di stagno del peso qualche volta di 300 libbre ciascuno. Si dà in commercio il nome di *stagno in massa* allo stagno ordinario, e la parte che è stata trattata con maggior cura porta il nome di *stagno raffinato*.

Consumo.

1.° In un forno basso, di 6 piedi di altezza, si consuma, a Schlackenwald, in Boemia, per ottenere 100 kilogrammi di stagno,

Schlich 250 kilog.

50 piedi cubici di carbone di legna = 230 kilog.
= 1,610,000 calories.

2.° In un forno a tino, di 15 piedi di altezza, si con-

suma a Schlackenwald in Boemia, per ottenere 100 kil. di stagno,

Eguale schlich 240 kil.

168 kil. carb. di legna di eguale qualità = 1,176,000 *calories*.

3.° In un forno a manica, si consuma in Inghilterra, per ottenere 100 kil. di stagno,

Minerale d'alluvione 151 kil.

160 kil. carbone di legna = 1,129,000 *calories*.

4.° Nel forno a riverbero si consuma in Inghilterra, per ottenere 100 kil. di stagno,

Minerale d'alluvione 155 kil.

175 kil. carbone fossile = 1,225,000 *calories*.

5.° Nel forno di Altenberg di 15 piedi di altezza, si consuma, per ottenere 100 kil. di stagno,

Schlich 216 kil.

200 kil. carb. di legna resinosa = 1,400,000 *calories*.

Sembra, dietro i dati forniti dai signori Coste e Perdonnet, che i perfezionamenti portati recentemente nell'andamento e nella costruzione dei forni a riverbero inglesi, avrebbero diminuito notabilmente il consumo del combustibile.

6.° A saint Austle, al forno a riverbero si consuma, per ottenere 100 kil. di stagno,

142 kil. = 994,000 *calories*.

7.° A Carvedras 100 kil. di stagno.

100 kil. di carbon fossile = 700,000 *calories*.

Per verità gli intraprenditori essendo sottoposti a pagare un diritto di entrata sul carbon fossile, hanno dell'interesse a tener celato il loro consumo, ma l'accordo che osservasi in diverse indicazioni ci permette di credere che questo miglioramento sia reale.

Ecco il prospetto del consumo dello stagno in Francia, durante alcuni degli ultimi anni.

1818	369, 556 kil.	1825	999, 578 kil.
1819	495, 517 "	1826	1,765, 428 "
1820	710, 158 "	1827	1,099, 592 "
1821	631, 813 "	1828	1,210, 155 "
1822	784, 139 "	1829	1,208, 727 "
1823	807, 599 "	1830	833, 443 "
1824	932, 861 "	1831	858, 019 "

Questi numeri esprimono il consumo reale della Francia, poichè essa non possiede miniere di stagno escavate,

TRATTAMENTO DELLE MIN. DI STAGNO. 97
quantunque siasi trovati dei minerali di stagno a Vaulry
nel Limosino, ed a Pyriac in Bretagna.

CAPITOLO IV.

TRATTAMENTO DELL'ARSENICO.

2485. Quantunque il trattamento dei minerali d'arsenico sia stato di già esaminato in modo generale, ciò non ostante la connessione intima che evvi tra questa operazione e quella del trattamento dello stagno e del cobalto, ci induce ad entrare in nuove particolarità su questo argomento.

L'arsenico viene sempre estratto dall'acido arsenioso; il quale procede dalla torrefazione dei minerali arseniurati, come i minerali di stagno e di cobalto, e qualche volta anche dai minerali trattati unicamente per l'arsenico. Noi ci occuperemo di questi ultimi, rimanendo gli altri necessariamente nello stesso sistema di trattamento una volta che siasi ottenuto l'acido arsenioso. Noi prenderemo ad esempio il trattamento dell'arsenico nella Slesia.

La Slesia possiede due miniere di ferro arsenicale, che approvvigionano le officine di Reichenstein e di Altenberg; questo minerale serve alla fabbricazione dell'arsenico metallico, dell'acido arsenioso, del risigallo e dell'orpimento. Il trattamento in queste due officine è quasi uniforme, quantunque i minerali siano diversi.

2486. L'escavazione della miniera di Altenberg risale al di là di quattrocento anni. Il minerale trovasi in filoni nel thonschiefer e nel perfido; è un mispikel contenente:

Zolfo	20, 65
Ferro	35, 62
Arsenico	43, 73

100, 00

All'escire della miniera, il minerale è frantumato e diviso in tre varietà, le quali sono:

- 1.° Minerale puro, *stofferz*;
- 2.° Minerale povero, *pocherz*;
- 3.° Minuto, *grubeklein*.

Queste tre qualità di minerale sono ridotte in schlich, sotto una pila composta di tre casse, aventi ciascuna tre piloni; una sola ruota fa muovere la pila ed una tavola a scosse; questa serve a lavare lo schlich che li

ferma; i fanghi vengono raccolti e convertiti in schlamms sopra casse prismatiche.

Lo stofferz rende dietro queste preparazioni 95 per 100 di schlich.

Il pocherz 33 per 100

I grubenklein 20 per 100

2487. *Torrefazione.* Gli schlich vengono trasportati all'officina ed essiccati sul forno di torrefazione. Il trattamento che si fa loro subire per estrarne l'acido arsenioso, consiste in una semplice torrefazione.

Questo si eseguisce in un forno a muffola (Tav. 44), che consta di un'aia piana, inclinata un poco dal di dietro al davanti, e ricoperta di una volta cilindrica stacciata costrutta di mattoni refrattarii al pari dell'aia.

La muffola ha 10 piedi di lunghezza sopra 6 di larghezza e riposa al di sopra di un focolare, che si estende per tutta la sua lunghezza; dai due lati della gratella e perpendicolarmente all'asse, partono diversi canali che abbracciano la muffola e vanno a far capo in due cammini col mezzo di un canale comune parallelo all'asse; questi canali servono alla circolazione della fiamma e sono separati gli uni dagli altri da muri di mattone, che fanno egualmente il giro della muffola. Un operaio fa cadere lo schlich, che è stato essiccato sul forno con due tramogge che vanno a riescire nella parte superiore della muffola. Lo distende in seguito uniformemente su tutta l'aia con un riavolo.

Le tre specie di schlich sono torrefatte separatamente; se ne caricano 7 quintali e $1/2$ alla volta, si chiudono le tramogge e si riscalda. L'arseniuro si decompone, la maggior parte dell'arsenico si cangia in acido arsenioso, che forma dei vapori chiamati fiori d'arsenico; essi vanno a raccogliersi col mezzo di due canali posti al fondo della muffola entro camere di condensazione, seguendo la strada indicata dalle frecce.

La torrefazione dura undici ore; il residuo è quasi per intero esente d'arsenico. Si abbrucia in ventiquattro ore, per la torrefazione di quindici quintali di minerale un po' meno di due ettolitri di carbon fossile minuto. Questo tenue consumo di combustibile dipende senza dubbio dal produrre il minerale stesso col torrefarsi una quantità di calore che si utilizza nell'operazione. Si valutano le quantità di acido arsenioso greggio ottenuto.

a 45 per 100 per lo schlich di stofferz.

40 di pocherz.

33 di grubenklein.

Dopo cinque o sei settimane, si ritira l'acido arsenioso dalle camere di condensazione. Se ne raccoglie circa 300 quintali. L'acido arsenioso il più puro trovasi nella camera inferiore, quello che si raccoglie nella camera superiore contiene dello zolfo.

L'estrazione dell'acido arsenioso che si è deposto in farina nella camera, è un'operazione delicata. Gli operai che la eseguono si coprono la faccia con una maschera di pelle munita di ocelli di vetro. Si coprono con un abito di pelle chiuso diligentemente. Al di sotto della maschera, si pone una spugna od un pannolino bagnato sulle nari e sulla bocca ad oggetto di depurare l'aria necessaria alla respirazione.

2487. *Raffinazione.* L'acido arsenioso greggio è raffinato colla sublimazione; a questo oggetto si fa uso di vasi di ghisa aventi 2 piedi, 5 pollici di altezza, 1 piede e 10 pollici di diametro; il fondo essendo più soggetto a deteriorarsi ha 3 pollici di grossezza. Quattro vasi simili vengono posti ciascuno al di sopra di un piccolo focolare, la cui fiamma va a rendersi in un cammino comune. Questi focolari sono cilindrici, muniti di una gratella, al di sotto della quale trovasi un ceneratoio. Si mettono in ogni vaso 3 quintali e $1/2$ d'acido arsenioso greggio, in seguito si ricopre con un cilindro di ghisa formato di tre pezzi circolari, aventi ciascuno 1 piede, 3 pollici di altezza. Questo cilindro è sormontato di un cappello conico, terminato da un tubo di latta, che passa in una camera di condensazione. Si accende il focolare, che si alimenta con carbon fossile; l'acido arsenioso si volatilizza, si condensa contro le pareti del cilindro e forma uno strato di vetro trasparente di 2 pollici di grossezza; questo vetro è bianco sino a $1/3$ del cilindro; quello che trovasi alla parte superiore è impuro, ha un color bruno ed ha bisogno di essere raffinato di nuovo sino tre o quattro volte.

Il cappello ed il tubo di latta contengono dei fiori che si raccolgono a capo di un certo tempo.

Gli operai verso la fine dell'operazione, hanno l'abitudine di sollevare il cappello, perchè pretendono che si condensino maggior quantità di arsenico nei cilindri; questo fatto è forse vero, poichè l'aria fredda penetra nell'apparato e facilita la condensazione. Ma ne risulta una perdita d'arsenico, ed un grave inconveniente per gli operai; poichè si spande nello stabilimento dell'acido arsenioso in fiori, isfuggendo dal cappello, che incomoda

molto gli operai e va a condensarsi in parte nell'officina ed in parte al di fuori.

Dopo di aver riscaldato per 12 ore, si lascia cadere il fuoco e si abbandona l'apparato sino al giorno successivo; allora si ritira il vetro ed i fiori sublimati. In questa operazione la perdita può valutarsi ad 1/8; di modo che dai vasi in cui si caricano 14 quintali si ricavano tutti i giorni 12 quintali e 1/2 di vetro d'arsenico. Questa perdita è dovuta ai fiori che si condensano nel tubo, la cui quantità può essere valutata a 3 libbre per 100, agli altri fiori che si distendono nell'officina ed al residuo che trovasi al fondo dei vasi. Questo residuo, nerastro ed impurissimo, viene caricato cogli schlich nei forni di torrefazione.

Il vetro viene diviso in puro ed in impuro; il primo è rotto in grossi pezzi e rinchiuso in botti della capacità di due quintali. Queste botti sono rivestite internamente di una tela incatramata onde impedire che ne esca della polvere.

Il vetro impuro viene sottoposto ad una seconda, terza e quarta raffinazione, secondo la sua qualità. In 12 ore, il consumo di combustibile pei quattro vasi è di quattro ettolitri di carbon fossile.

2488. *Riduzione.* Essa ha per oggetto di convertire l'acido arsenioso in arsenico metallico. Questo essendo di un uso limitato, viene apparecchiato di rado. Quando si vuole ottenerlo, si prende 1 quintale di vetro greggio e nerastro che si raccoglie al fondo dei vasi, si polverizza e si mescola con 0, 2 ettolitri di carbone di legna egualmente polverizzato; questo miscuglio viene posto entro vasi di ghisa e riscaldato col carbon fossile, l'ossido si riduce ed il metallo si sublima. Si consumano per questa operazione 32, ettolitri di carbone di terra in grossi pezzi e 1, 32. id. di minuto.

2489. Il minerale trattato a Reichenstein differisce per la sua composizione da quello che si tratta a Altenberg; esso è un arseniuro di ferro la cui composizione è:

Ferro . . .	32, 35
Arsenico. . .	65, 88
Zolfo . . .	1, 77

100, 00

Questo minerale trovasi in filone nel micascisto. Le salbande sono di calce carbonata; è mescolato con una grandissima quantità di pirite magnetica, di pirite gialla

in più piccola quantità, non che di rame zolfurato, di piombo carbonato e di zolfo. La matrice del minerale è un serpentino spesso accompagnato di tremolite e d'asbesto. Il minerale è ora compatto, ora fibroso e di raro cristallizzato. Il minerale è diviso in due specie, che sono il *ferro arseniato bruno* ed il *ferro arseniato bianco*, il primo è di ferro arsenicale disseminato nella pirite, il secondo è un arseniuro di ferro; entrambi vengono pilati e ridotti in schlich.

La torrefazione di questo minerale si eseguisce in un forno che differisce dal precedente, per ciò che in luogo di ritirare lo schlich torrefatto sul pavimento dell' officina, si fa cadere per una apertura posta verso la porta di lavoro, in una camera dove si raffredda; in questa maniera, gli ultimi vapori d'arsenico che si sviluppano non incomodano gli operai. Questo residuo contiene $\frac{1}{40000}$

d'oro. Il minerale è stato altre volte trattato per questo metallo; si è tentato ultimamente di trattare lo schlich torrefatto, ma le esperienze non hanno dato alcun risultato lucrativo.

A Reichenstein non si tratta per acido arsenioso che il *ferro arseniato bianco*; il minerale bruno è convertito direttamente in risigallo, senza torrefazione preventiva. Si caricano 10 lib. di schlich e 3 lib. di zolfo entro tubi di terra disposti in un forno a galera, e muniti di tubi esteriori egualmente di terra, che servono di recipiente. Si ottengono 4 a 5 lib. di risigallo per tubo. Il forno contiene undici tubi e consuma 1, 75 ettolitri di carbon fossile per operazione, che dura dodici ore. Il risigallo greggio è depurato per fusione in una caldaia di ghisa; se ne separano alcune scorie che si levano via.

2490. In queste officine, gli operai, continuamente esposti a vapori mortali, hanno bisogno di prendere delle precauzioni di regime. Le bibite alcoliche sono loro funeste; si distribuiscono loro tutti i giorni due piccoli bicchieri d'olio d'uliva; si raccomanda ad essi di nutrirsi di legumi accomodati con molto burro; finalmente mangiano poca carne ed hanno cura di sceglierla grassissima.

Durante i lavori di torrefazione e di sublimazione, ritengono un pannolino bagnato attorno alla bocca ed alle nari.

L'arsenico metallico entra nella composizione del piombo da caccia; l'acido arsenioso serve a fabbricare diversi colori verdi; il zolfuro d'arsenico serve a discioglierne l'endaco.

Tutti questi usi sono assai limitati, come lo indica la tavola seguente che dimostra le importazioni fatte in Francia, paese che non fabbrica alcuno di questi prodotti.

	Arsenico	Acido arsenioso	Zolfuro d'arsenico.
1818	"	"	28, 231
1819	"	34, 915	"
1820	10, 469	49, 819	18, 631
1821	2, 529	18, 164	6, 797
1822	3, 257	30, 883	6, 266
1823	7, 858	39, 149	8, 009
1824	7, 857	68, 871	541
1825	3, 550	55, 513	19, 885
1826	8, 610	61, 251	20, 221
1827	12, 055	62, 609	20, 178
1828	10, 204	81, 426	13, 599
1829	3, 742	60, 953	15, 516
1830	2, 317	66, 347	14, 884
1831	1, 641	70, 586	5, 327

CAPITOLO V.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI COBALTO.

2491. I prodotti che le miniere di cobalto forniscono al commercio, non sono nè cobalto metallico, nè leghe di cobalto; ma in generale sostanze colorate in azzurro da sali di cobalto; sono adoperate come colori.

Questi colori sono d'ordinario formati di un vetro a base di potassa tinto dal silicato di cobalto. Se ne distinguono diverse varietà sotto il nome di *streublau, farbe, eschel*. Il grande azzurro (*streublau*) è poco usato. Il colore (*farbe*) o l'azzurro è il principal prodotto di questo trattamento. Questi prodotti si suddividono in varietà numerose indicate da lettere come:

OU oltremare comune.

MU oltremare medio.

FU oltremare fino.

OC azzurro comune.

MC azzurro medio.

FC, FFC, FFFC, azzurro fino, sopraffino ecc.

FE eschel fino.

FEE, FFFE, FFFFE eschel due volte, tre volte, quattro volte fino, cc.

OEG eschel ordinario macinato.

FOEG fino eschel ordinario macinato.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 103

L'oltremare è una varietà rimarchevole per la finezza e la bellezza della sua tinta; questo prodotto non ha del resto che il nome di comune col vero oltremare.

L'azzurro, propriamente detto, ha un colore almeno tanto intenso quanto quello dell'oltremare, ma la sua grana è meno fina e la sua tinta meno pura.

L'eschel è meno colorato dell'azzurro e si divide in varietà analoghe.

Oltre a questi tre prodotti principali, si fabbrica ancora nelle officine di cobalto, dell'azzurro thénard, dell'ossido nero di cobalto; ma i processi in uso sono compresi in quelli stati descritti nel trattare del cobalto.

Finalmente, quando i minerali di cobalto contengono del nichel, si ottiene in queste officine un prodotto noto sotto il nome di *speiss*, assai ricco di nichel e destinato attualmente alla fabbricazione del paekfong.

2492. Nelle officine dove si trattano i minerali di cobalto, lo scopo dei lavori metallurgici non è dunque di ottenere un metallo puro, ma di preparare un ossido di cobalto per mescolarlo in proporzioni convenienti con materie vetrificabili come la silice e la potassa, e di stabilire colla fusione di questo miscuglio un vetro di un bel colore azzurro. Si è questo vetro in polvere fina che trovasi sparso nel commercio.

Una manifattura di cobalto è dunque propriamente una vetreria. Qualche volta, oltre allo smalto, gli stabilimenti di questo genere danno al commercio, sotto il nome di *safre* o *saffor*, del minerale di cobalto calcinato, che contiene d'ordinario molta silice, e che, con una fusione ulteriore dà uno smalto azzurro. Noi non abbiamo bisogno di parlare in particolare della preparazione dello safre, poichè non è che accidentale in quella dello smalto. Parleremo dunque qui specialmente della preparazione del vetro azzurro di cobalto.

È indispensabile in una officina di questo genere, di avere a sua disposizione del quarzo puro, affine di ottenerne la silice; bisogna anche procurarsi della potassa, della migliore qualità, affine di fondere la silice in un vetro perfettamente netto. In quanto ai minerali di cobalto, debbono aver subito una preparazione meccanica assai diligente nelle officine di scelta, di pilatura e di lavatura, analoghe a quelle metallurgiche comuni. Ci basterà di gettare un colpo d'occhio sopra questi lavori preliminari, e sopra quelli susseguenti, essendo il trattamento dei minerali di cobalto assai limitato, e potendo

la fabbricazione dello smalto essere facilmente intesa dal lettore di già famigliare coi lavori di vetreria comuni.

I minerali di cobalto contengono d'ordinario del cobalto, dell'arsenico, dello zolfo, del ferro, del bismuto e qualche volta del nichel. Di tutte queste materie, il nichel e l'arsenico sono i meno ossidabili, e questa proprietà è messa a profitto per la separazione del nichel.

I minerali di cobalto vengono da prima separati in frammenti e lavati in schlich. Per privarli di una parte dello zolfo e dell'arsenico, si sottopongono ad una torrefazione in un forno a riverbero, *sormontato* d'una camera di sublimazione; ma si tralascia dal torrefare i minerali in cui il nichel abbonda, perchè l'ossido di questo metallo altererebbe la purezza del colore azzurro che si vuole ottenere. La torrefazione dei minerali si eseguisce in frazioni di tre a cinque quintali. In questa operazione, perdono molto del loro peso.

Si attende in seguito ad unire tra loro gli schlich torrefatti, ed a mescolarli in giuste proporzioni col quarzo e colla potassa; qualche volta per favorire la fusione e per migliorare il prodotto, si aggiunge al miscuglio o dell'arsenico ossidato o dell'arsenico sublimato allo stato metallico, oppure dei residui di vetro di cobalto, ottenuti da precedenti operazioni.

Quando il minerale non contiene nichel, il principio di queste operazioni è facilissimo ad intendersi. Colla torrefazione si converte lo zolfo in acido zolfoso, l'arsenico in acido arsenioso, che si sviluppano. Il cobalto, il ferro rimangono allo stato di ossido, ma si forma inoltre dell'arseniato di cobalto o di ferro. Questi ossidi ed arseniati che compongono il minerale torrefatto, si vetrificano sotto l'influenza della silice e della potassa, e compongono il vetro azzurro.

Quando il minerale contiene del nichel, la separazione se ne fa col mezzo di una torrefazione incompleta. Il protossido di cobalto essendo d'altronde una base più forte dell'ossido di nichel, questa proprietà rende la separazione ancor più facile. Il minerale imperfettamente torrefatto essendo sottoposto all'azione della silice e della potassa, si forma, se l'operazione è ben condotta, un vetro colorato dal cobalto ed un arseniuro di nichel che si separa. È facile di concepire che l'arseniuro conterrà del cobalto, se la torrefazione è stata troppo poco inoltrata, e che al contrario il vetro conterrà del nichel se sarà stata spinta troppo oltre.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 105

Ecco il perchè non si torrefanno le parti di minerale assai ricche in nichel; ed è che è più facile di dosarli nell'aggiungerli al minerale torrefatto, in quantità più o meno considerevoli.

2493. Lo smalto contiene dunque del silicato di potassa e di cobalto e dell'arseniato di potassa.

L'arseniato di potassa trovasi nello smalto in proporzione debole e variabile, che dipende dalla maniera con cui il minerale è stato torrefatto; non è essenziale per la sua composizione, ma è certo che ha molta influenza sulla bellezza del colore. Oltre a queste parti costituenti, lo smalto contiene ancora, ma accidentalmente, una piccola quantità di ferro, di silice, di piombo, ec. La maggior parte degli smalti contengono anche dell'ossido di nichel. Le materie che compongono l'azzurro di cobalto non sono mai in uno stato di combinazione perfetta, poichè lavandole, come vedremo in seguito, si ottiene un prodotto leggermente colorato chiamato *eschel*, che non è che un silicato alcalino, contenente pochissimo cobalto; le acque di lavatura contengono anche dell'alcali libero.

La bellezza del colore dello smalto dipende dall'aggiunta o dalla sottrazione di certe materie. In generale bisogna procurare di adoperare delle sostanze nello stato di maggior purezza possibile. Si è osservato, per esempio, che gli acidi arsenico ed arsenioso, nella dose di 4 e 5 per 100, l'acido fosforico a quella di 6 a 9 per 100, lo zinco, lo stagno, l'antimonio ed il nitro in piccolissime quantità, rilevano la bellezza dello smalto; mentre il nichel, il piombo, il ferro, al di là del 10 per 100, il bismuto, il borace, la soda, le terre alcaline, l'allumina, il feldspato, la calce fluata, lo zolfo ec., indeboliscono o deturpano la tinta, e debbono esserne escluse colla maggior diligenza. Dietro ciò che si è detto, si vede che il successo della preparazione dello smalto dipende, 1.° dalla purezza dell'ossido di cobalto; 2.° da quella della potassa e della silice; 3.° dalla giusta preparazione delle sostanze che lo costituiscono. Siccome le materie prime di cui si fa uso non sono sempre le stesse, così è indispensabile, ogni volta che se ne adoperano di nuove, di fare dei saggi preliminari, di cui parleremo in seguito.

2494. Si possono dividere i lavori che si eseguisciono in queste officine in tre classi. La prima abbraccia le preparazioni preliminari, come la depurazione del quarzo, della potassa, e la torrefazione dello schlich. La seconda

abbraccia le operazioni che si eseguiscono per fabbricare il vetro; tali sono i miscugli delle sostanze componenti la fusione dei miscugli. La terza contiene le preparazioni che si fanno subire al vetro di cobalto: e sono la pilatura, la macinazione, la lavatura, l'essiccazione, la triturazione e la stacciatura.

Per formare il miscuglio delle sostanze destinate alla fusione si procede, prima di ciascuna fusione, ad un saggio, che consiste in generale nel confrontare i vetri che si ottengono in piccolo coi modelli diligentemente conservati di diverse tinte o qualità di vetri che trattasi di produrre. Questi saggi si fanno col minerale torrefatto. Questa torrefazione si eseguisce in un piccolo coccio o scorficatoio che si pone sotto una muffola; si mescolano in seguito parti eguali di minerale torrefatto, di quarzo e di potassa. Si fanno nello stesso tempo altri miscugli, nei quali, per la stessa quantità di minerale di cobalto, entrano due, tre e quattro volte di più di silice e di potassa. Questi diversi miscugli vengono posti in altrettanti piccoli crogiuoli di argilla refrattaria, e introdotti nel forno di fusione; dopo un paio d'ore si ritirano i crogiuoli dal fuoco, e si versa la materia nell'acqua fredda. Dopo di avere macinato ogni specie di vetro, si giudica, dietro il colore della polvere, se l'operazione in grande promette o no un buon risulamento.

2495. Per preparare il quarzo, si sottopone all'azione di un fuoco di legna per 24 a 36 ore, in mucchi, che contengono più centinaia di quintali. Con questa operazione esso perde la sua coesione. Quando il quarzo è raffreddato, lo si riduce allo stato di sabbia fina sotto le pile ad acqua. La sabbia ottenuta viene in seguito sottoposta ad una nuova calcinazione in un forno a riverbero. Si staccia la materia raffreddata, indi si mette in serbo la sabbia pura e fina che deve entrare nella composizione del vetro di cobalto.

Per risparmiare il combustibile, questa calcinazione si pratica attualmente in una specie di forno da calce. Questo forno è di forma ellittica. Il suo asse maggiore nel fondo è di 9 piedi, 6 pollici, e nella parte superiore ha 12 piedi, 4 pollici. L'asse minore ha nel basso 4 piedi ed in alto 6 piedi, 10 pollici. La sezione verticale presenta un cono rovesciato. Nella parte media di uno dei piccoli lati del muro che circonda il forno,ervi una porta di 1 piede, 9 pollici di larghezza, e di 2 piedi, 9 pollici di altezza, che serve a ritirare il quarzo dopo la sua cal-

cinazione. Il fondo del forno ha uno spazio quadrangolare profondo 3 piedi, che fa le funzioni di ceneratoio. Si incomincia dal riempire questo spazio di legna sino al livello della porta, indi si dispone su questo letto uno strato di quarzo in pezzi di 0^m , 2 a 0^m , 3 ad un di presso, in modo da formare una specie di volta. Si ricopre questo primo strato di pezzi un poco men grossi sino all'imbocatura, e si caricano indi tutti i frammenti. Si possono caricare in una sola volta 720 quintali di quarzo. Quando il forno è così preparato, si accende il fuoco, e si abbandona l'operazione a sè stessa. Si consumano per questa quantità di quarzo 11 tese di legna al più; dopo 36 ore la calcinazione è terminata. Il quarzo ben calcinato è perfettamente bianco, od un poco giallastro, quando contiene dell'ossido di ferro; ha perduta tutta la sua traslucidità; è appannato, disaggregato, e si lascia facilmente schiacciare sotto le dita. Tutta la massa non trovasi d'ordinario calcinata in uno stesso modo. I pezzi che trovansi nella parte superiore, e quelli che toccano le pareti del forno non lo sono abbastanza. Dopo il raffreddamento, si scarica il forno, e si fa la scelta. I pezzi mal calcinati sono messi a parte e ricaricati nella operazione susseguente. Si ha cura di rimetterli nella parte superiore del mucchio.

Il quarzo calcinato viene rotto in pezzi di due a tre centimetri cubici, e portato nella pila ad acqua per essere ridotto in sabbia fina; la cassa della pila è abbastanza profonda, perchè la sabbia non ne sfugga che ad uno stato di molta finezza. Le matrici, escendo dalla cassa, vanno a deporsi nel bacino che trovasi nel suolo dell'officina, e vi si precipitano secondo la loro grossezza ed il loro peso specifico. Si sbarazza in tal modo la sabbia dalle impurità che può contenere, come l'ossido di ferro, la calce e l'ossido di manganese, la cui presenza avrebbe una influenza pregiudicevole sul colore del cobalto. In questa operazione si fa giungere una corrente d'acqua, alquanto forte nel schiacciatoio; val meglio perdere un poco di sabbia, che lasciarvi delle sostanze straniere. Si ha cura anche di rimescolare il deposito dei bacini, con una pala per espellerne le impurità che vi si fossero introdotte. Dopo di aver lasciato effettuare il deposito compiutamente, si estrae la sabbia dai canali, indi la si lascia sgocciolare ed essiccare sino a che non si formino più dei grani agglutinati sotto le dita.

La sabbia sgocciolata ed essicata all'aria viene sotto-

posta ad una nuova calcinazione, che ha per iscopo di espellere le ultime tracce d'acqua che contiene, la cui presenza renderebbe più difficile la fusione del vetro. Il forno adoperato per la calcinazione della sabbia, è disposto presso del forno di fusione del vetro, in modo che la fiamma che esce da questo attraversa l'altro, prima di andare a perdersi nell'atmosfera. Questa disposizione ha per iscopo di economizzare il combustibile. Questo forno rappresentato dalla figura 1 e seguenti, tav. 45, è un vero forno a riverbero; la fiamma, dopo di averlo percorso, sfugge per un cammino formato al di sopra della porta da caricare. La volta è un poco stacciata, all'oggetto di ottenere una temperatura più elevata. Si caricano in questo forno 10 quintali di sabbia, che si distende uniformemente sull'aia. Di tempo in tempo, si rimescola con un riavolo di ferro, e dopo di averla tenuta a rosso bruno per tre o quattro ore, si ritira e si fa cadere in un bacino di pietra posto al di sotto della porta. Si lascia ivi sino a che sia sufficientemente raffreddato per essere fatto passare per uno staccio fino. Il prodotto stacciato è portato entro casse di legno, e riservato per formare i miscugli colla potassa e col cobalto.

Nelle diverse manipolazioni che abbiamo esposte, si perde circa $\frac{3}{10}$ in peso del quarzo adoperato. Questa perdita ha luogo nella calcinazione, nella tritolazione e nella lavatura; in modo che 10 quintali di quarzo danno d'ordinario 7 quintali di sabbia pura.

2496. D'altra parte si prepara con diligenza la potassa che si calcina e che si preserva dall'umidità. L'acquisto della potassa si fa dietro saggi per verificare la sua purezza ed il suo grado alcalimetrico. È spesso falsificata con sabbia fina, con zolfato di magnesia, con sale marino e con zolfato di potassa. Prima di adoperare la potassa, è necessario di calcinarla abbastanza fortemente in un forno a riverbero, perchè, quando trovasi da lungo tempo nei magazzini, attira l'umidità dell'aria, che non solo impedisce di formare un miscuglio intimo tra la sabbia ed il minerale, ma ben anche contraria la fusione del vetro. La si sottopone dunque per un paio d'ore ad un sufficiente calore, indi la si pile a secco, e si fa il miscuglio.

Preparazione della zaffra.

2497. *Zaffra, saffera, saffar, safflor o zafflor* è il prodotto che rimane dopo la torrefazione del minerale di cobalto.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 109

La torrefazione dello schlich di cobalto è una delle operazioni le più importanti. Questa manipolazione preliminare si eseguisce sui minerali di cobalto ridotti in polvere ed in schlich. Si effettua separatamente sugli schlich ricchi, poveri e medii. Si fa subire egualmente alle sabbie quarzose cobaltifere fornite dalle lavature dei minerali. Queste sabbie, troppo povere per produrre un vetro sufficientemente colorato, vengono utilizzate nella fusione e tengono luogo con vantaggio del quarzo comune, poichè contengono un poco di cobalto.

La torrefazione dello schlich di cobalto si eseguisce in un forno a riverbero, munito di canali e di camere di condensazione per raccogliere l'arsenico. Questo forno, rappresentato dalla figura 5 e 6, ha un'aia di mattoni di 6 piedi di larghezza sopra 8 di lunghezza; quest'aia è piatta e rettangolare; è ricoperta da una volta avente 18 pollici di altezza al mezzo e 1 piede sui lati; il fondo di questa volta si combina coll'aia per una superficie curva. La porta di lavoro ha 3 piedi, $\frac{1}{4}$ pollici di larghezza e 14 pollici di altezza; a traverso di questa porta trovasi una sbarra di ferro tondo su cui si appoggia il riavolo che serve a rimescolare lo schlich. Perpendicolarmente ad uno dei grandi lati del forno ed alla sua parte posteriore, trovasi il focolare, ed al di sotto il generatoio. Il focolare è di mattoni, distanti tra loro quanto basta pel passaggio delle ceneri e per la corrente d'aria del forno; la fiamma del focolare esce per un orificio che comunica coll'aia, percorre la volta per tutta la sua lunghezza, e va a sfuggire per la porta da caricare. Questa ha un coperchio a due escite; l'una più vicina al forno, porta i vapori ed i funi in un canale posto al di sopra del forno, che si prolunga al di fuori dell'officina; l'altra comunica con un cammino munito di un registro, che serve a condurre al di fuori i vapori che non sono penetrati nel canale di condensazione. Questo canale, lungo 144 piedi, mette capo ad una camera di diversi piani, nei quali si depongono i vapori d'acido arsenioso. In alto dell'edificio evvi un piccolo cammino che conduce nell'atmosfera gli ultimi vapori d'arsenico, e l'acido zolfooso non condensati. Il lungo canale è costruito come il forno di micaschisto, ed è munito di alcune aperture laterali che servono ad estrarre l'acido-arsenioso. Per maggiore precauzione la torrefazione degli schlich non si eseguisce a Querbach che durante il verno; in questa stagione, i campi essendo

coperti di neve, i vapori arsenicali non possono nuocere alla vegetazione, e la bassa temperatura facilita la loro condensazione.

Si incomincia dal riscaldare il forno per cinque o sei ore, indi si caricano 3 quintali di schlich, che si ha avuto cura di umettare un poco, per impedire la dispersione delle parti ridotte in polvere fina. Si distende il minerale in uno strato eguale sull'aia col mezzo di un riavolo di ferro; lo strato può avere da cinque a sei pollici di grossezza. Si aumenta un poco il fuoco, e ben tosto si innalzano dalla superficie abbondanti vapori bianchi dovuti alla volatilizzazione dell'acqua, dell'arsenico e dello zolfo. Durante le prime sei ore, si tiene moderato il fuoco onde lo schlich non si agglutini. Quando una parte dell'arsenico e dello zolfo si è separata, si aumenta il fuoco e si spinge al suo massimo. Dopo sedici, diciotto ed al più ventun'ora, l'operazione è terminata. Per favorire la separazione delle sostanze volatili, si rimescola lo schlich con un riavolo di ferro, il cui manico si appoggia sul cilindro di ferro mobile posto a traverso della porta; l'operaio presenta così successivamente tutte le parti del minerale all'azione dell'aria e della fiamma. Si principia di nuovo questa operazione tutte le volte che lo sviluppo dei vapori diminuisce, vale a dire ad un di presso ad ogni mezz'ora. Quando lo schlich non lascia più sviluppare cosa alcuna, e sembra molto rosso, l'operazione è terminata; si estrae allora dal forno. Prima di caricare nuovo minerale, si aspetta che il forno si sia raffreddato a rosso cupo; poichè altrimenti il calore sarebbe troppo vivo, e lo schlich si agglutinerebbe. Per torrefare tre quintali di schlich, si abbrucia 1 tesa $1/2$ di legno di abete. I prodotti che si raccolgono sono acido arsenioso che va a condensarsi nei canali disposti a questo effetto, la cui quantità ascende, per lo schlich di buona qualità, a 25 o 30 per 100; l'altro prodotto è lo schlich torrefatto, che contiene l'ossido di cobalto con ossido di ferro, una piccola quantità di arseniati di questo metallo con ossidi di piombo, di titano, ec.

Abbiamo veduto che si utilizza nella preparazione dell'azzurro di cobalto, il quarzo impregnato di minerale che trovasi nella miniera. Questo quarzo pilato viene ancor esso sottoposto alla torrefazione. A tale oggetto si mescola insieme $1/2$ quintale di schlich crudo, ed un quintale di quarzo cobaltifero che si carica nel forno di

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 111

torrefazione. Questo miscuglio viene sottoposto alle stesse manipolazioni dello schlich ordinario; l'operazione non dura che 16 ore, dopo le quali si estrae dal forno.

Lo schlich ed il quarzo torrefatti, dopo essere raffreddati, vengono fatti passare al cribro; la polvere viene posta nel magazzino, e le parti che rimangono sul cribro vengono pilate a secco, e sottoposte ad una nuova torrefazione. Si è osservato in generale che nella torrefazione la perdita in peso per lo schlich di prima qualità è di 50 per 100; quello dello schlich commune di 40 per 100, e quella del quarzo cobaltifero del 6 per 100.

Preparazione dello smalto.

2497. Lo smalto azzurro, si ottiene colla vetrificazione della zaffra così preparata.

Il miscuglio destinato a formare il vetro di cobalto si fa dietro proporzioni molto diverse, e che variano in ogni stabilimento secondo la natura del minerale, e secondo la natura dello smalto richiesto dal commercio.

Il miscuglio pel vetro delle tinte OEC ed FOEG è formato come segue:

2	quintali	1/2	schlich ordinario torrefatto.
2	"		miscuglio torrefatto formato di schlich e di quarzo cobaltifero.
20	"		sabbia.
3	"	1/2	d' eschel (vetro poco colorato procedente dalla lavatura dello smalto).
10	"		potassa.

37 quintali.

Il miscuglio per lo smalto ME, MC e FC consta come segue:

2	quintali	schlich di prima qualità.
5	"	sabbia.
2	"	eschel.
4	"	potassa.

13 quintali.

Il miscuglio di queste sostanze si eseguisce in un recipiente di legno abbastanza lungo e largo, e di una profondità di due piedi; vi si versano le sostanze per dosi, ponendovi alternativamente un letto di sabbia, un letto di schlich ed un letto di potassa; quando si sono successivamente introdotte tutte le sostanze, si rimescolano con un badile sino a che tutte le parti sembrano

intieramente mescolate. La materia è allora atta ad essere sottoposta alla fusione. Si usa di preparare ad un tempo di che alimentare le padelle di fusione per una settimana.

2498. Prima di descrivere il modo di fondere il vetro di cobalto, ed il forno che si adopera per questa operazione, diremo qualche parola sulla fabbricazione delle padelle nelle quali si eseguisce questa operazione.

Queste padelle non debbono nè foudersi, nè vetrificarsi per l'alta temperatura alla quale si sottomettono. Si raggiunge questo scopo coll'adoperare nel fabbricarle un'argilla refrattaria non contenente calce e mista con una dose conveniente di calcistruzzo.

Il miscuglio destinato a fabbricare le padelle consta di due parti di argilla cruda e di una parte di argilla cotta o di calcistruzzo. Il tutto viene posto in un vaso vi si versa dell'acqua e si impasta in modo da rendere la massa omogenea ed abbastanza dura per poter essere modellata. La padella viene da prima fatta seccare all'aria; si finisce di spogiarla d'ogni umidità riscaldandola gradatamente sino a rosso, in un forno destinato a quest'uso. Quando si inumidisce troppo l'argilla che serve a fabbricare le padelle, non sono sufficientemente compatte, e coll'essiccarsi si fendono. Quando non sono state compiutamente essiccate all'aria, nell'introdurle nel forno di coltura, si fendono egualmente e non possono più servire. La maniera con cui si foggiano le padelle influisce pur molto sulla loro durata; il miglior processo consiste nel battere l'argilla attorno ad un cilindro massiccio involuppato da un cilindro forato, distante dall'altro di tanto quanta è la grossezza che si vuol dare alla padella; l'argilla vi è compressa a poco a poco in piccole dosi alla volta e colla maggiore uniformità possibile. Le padelle sono un poco coniche, con la base maggiore in alto. Hanno 1 piede e 6 pollici d'altezza, 1 piede, 6 pollici di diametro superiore, 1 piede e 2 pollici di diametro inferiore e 2 pollici di grossezza.

Il forno in cui si compie la essiccazione delle padelle viene costruito come quelli che servono a questo uso nelle vetrerie; si è un forno da pane a volta rialzata, che può contenere sei padelle ad un tempo. Quando sono state essiccate sufficientemente all'aria, si introducono nel forno, e vi si lasciano cinque o sei giorni, durante i quali si innalza gradatamente la temperatura sino a rosso bianco: in questo stato si portano le padelle nel

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 113

forno di fusione, come diremo in seguito. Ogni padella contiene circa $3\frac{1}{4}$ di quintale di materia, e la sua durata ordinaria è di sette ad otto mesi.

2499. Il forno nel quale si eseguisce la fusione è un forno ordinario di vetreria; ora è circolare, come a Schueeberg in Sassonia ed a Querbach nella Slesia; ora è rettangolare, come a Schwarzenfels nell'Assia.

Tali forni contengono in generale otto padelle in circa. Sono esse distribuite sulle panchette del forno all'ingiro della gratella su cui arde il combustibile. In faccia ad ogni padella trovasi un'apertura come in tutte le vetriere. Al livello del fondo di ogni padella avvi un'altra apertura che permette di arrivare sino alla padella stessa con un istrumento.

Ecco, come esempio, alcune particolarità sul forno a fusione di Querbach.

La parte che trovasi al di sotto del suolo dell'officina è formata di muro massiccio, attraversato da due canali in croce di 1 piede di profondità sopra 2 piedi di larghezza; essi occupano tutta la lunghezza del forno e facilitano lo sviluppamento dell'umidità. Sono essi ricoperti di pietre piane, sulle quali trovasi il ceneratoio, il quale domina per tutta la lunghezza del forno; è munito di due porte opposte; la sua altezza è di 2 piedi, 2 pollici, e la sua larghezza di 1 piede, 8 pollici: è ricoperta di una volta piana formata di pietre refrattarie, e forato di cinque aperture trasversali che fanno ufficio di gratella. Al di sopra di questa volta trovasi il focolare, che domina egualmente su tutta la lunghezza del forno; ha 1 piede, 4 pollici d'altezza, e la stessa lunghezza del ceneratoio. È coperto di una volta a sesto, il cui estradosso è piatto e forma l'aia del forno; nel mezzo di quest'aia evvi un'apertura circolare di circa 2 piedi di diametro, che serve ad introdurre la fiamma del focolare nel forno. L'aia è circolare e può contenere sei crogiuoli; essa è ricoperta da una volta emisferica, formata, come tutto l'interno del forno, di mattoni refrattarii. Questa volta appoggiasi sopra sei pilastri, due grandi e quattro più piccoli; i due primi contengono le porte del ceneratoio e del focolare. Gli ultimi fanno corpo coll'aia. Tra questi pilastri trovansi delle aperture di 2 piedi di larghezza, che servono ad introdurre le padelle nel forno, e che si chiudono con un mattone durante la fusione, lasciando-visi però un foro per poter osservare le padelle. Al di sopra trovansi sei aperture di 9 a 10 pollici di lar-

ghezza, che servono a caricare ed a scaricare le padelle. L'altezza totale del forno, dal pavimento dell'officina sino all'alto della volta è di 9 piedi: l'altezza dell'aia sino alla chiave della volta è di 4 piedi, 6 pollici, ed il diametro interno del forno è di 6 piedi.

Presso del forno trovansi tre mastelli di legno, nelle quali si pone il miscuglio da fondersi ed il vetro fuso; presso ad esse evvi anche un bacino ripieno d'acqua corrente, nel quale si versa il vetro appena estratto dalle padelle.

Gli attrezzi di cui si fa uso sono: dei cucchiaini di latta, detti di carica, muniti di un lungo manico di ferro, e servienti ad introdurre il miscuglio nelle padelle; la loro forma è un parallelepipedo di 2 piedi di lunghezza, 6 pollici di larghezza e di altrettanto di profondità; dei cucchiaini di ferro per cavar fuori il vetro dalle padelle; la loro forma è circolare; hanno 8 pollici di diametro e 3 pollici di profondità: finalmente dei riavoli di ferro per lavorare nel forno.

2500. Si incomincia dal riscaldare il forno con precauzione durante diversi giorni; in seguito vi si introducono le padelle e si mettono a posto. Se sono nuove si incomincia dal distendervi della polvere di vetro azzurro, affine di investirli internamente di una vernice di questo colore.

D'ordinario in ogni padella, quando è di già stata adoperata, si carica al principio un quintale del miscuglio indicato superiormente, col mezzo di un badile, per l'apertura corrispondente.

Quando il forno è in buon andamento di attività, la fusione della prima carica di materia è eseguita in otto ore: durante le cinque prime, l'operaio spinge il fuoco convenientemente: durante le tre ultime, rimescola le materie a più riprese nelle padelle, con un arnese di ferro riscaldato a rosso, affine di rompere la crosta che si forma alla superficie.

A Querbach non si carica in ogni padella che $\frac{3}{4}$ di quintale di miscuglio, ciò che fa, per le sei padelle, 4 quintali e $\frac{1}{2}$. Le padelle nuove sono ivi caricate per la prima volta con dell'*eschel*, affine di investirle di una vernice interna, che le impedisca di assorbire troppo vetro. Subito dopo l'introduzione della materia nelle padelle, si chiudono le aperture di carica con una lastra di ferro, nella quale è praticato un foro di 3 pollici quadrati. Quando si carica per la prima volta, siccome

il forno non è ancora ben riscaldato, così non è che dopo cinque o sei ore che la materia arriva al grado di fluidità conveniente, e che la combinazione chimica è perfetta; ma quando il forno è ben attivo, richiedesi assai minor tempo. Tutte le volte che si caricano le padelle, si produce un abbassamento di temperatura, il colore del forno si oscura visibilmente, per cui si attiva allora il fuoco più forte, e dopo un'ora e mezzo ritorna alla temperatura ordinaria, che è quella dei forni delle vetrerie. Il forno va bene quando le padelle appaiono bianche, che la fiamma esce vivamente per le aperture della volta, e che la legna si consuma celeremente, senza formare molto carbone.

Quando il vetro si attacca all'attrezzo e si stende in fili, finalmente quando si mostra omogeneo ed esente da *speiss*, che si precipita al fondo delle padelle, è tempo allora di cavarlo. Giunto questo momento, l'operaio armato di un cucchiaino di ferro, cava il vetro e lo getta in una tinozza ripiena di acqua fredda, che vi si rinnova continuamente.

Se la potassa adoperata è pura, non si forma fiele di vetro. Ma questo caso è raro e quasi sempre se ne ottiene. Si lascia allora il bagno in riposo per qualche tempo: si formano due strati ben distinti; il superiore è composto di un vetro assai liquido, colorato in azzurro pallido; ed è il fiele di vetro. Adoperando della buona potassa, non si ottiene che una piccola quantità di questo miscuglio, che è formato di zolfato di potassa, di cloruro di potassio e di un poco di silicato alcalino; si leva via questo strato con una canna da vetraio; al di sotto evvi il vetro azzurro di cobalto.

2501. Quando il minerale di cobalto contiene del nichel, si forma un arseniuro di nichel unito con diverse sostanze metalliche, che si depongono nel crogiuolo sotto forma di globetti o di masse più o meno considerevoli. Una parte di questa materia rimane anche in sospensione a tal punto, che nelle officine di Schneeberg, tosto che una padella è vuotata a metà, si ritiene di dover incontrare dei globetti di questa lega di cobalto, di nichel, di ferro, d'arsenico, di bismuto, e qualche volta d'argento, che è noto sotto il nome di *speiss*. Allora tutte le volte che l'operaio estrae il vetro azzurro, lascia deporsi questa materia nel suo cucchiaino, e prima di gettare il vetro nell'acqua, fa cadere lo *speiss* in un bacino di ferro destinato a riceverlo. Nell'officina di Schwarzenfels

in Sassonia, si separa lo speiss con una manipolazione che sembra più sicura: ivi, ciascuna delle otto padelle contenute nel forno di vetreria, ha nella sua parte inferiore un piccolo orificio che è otturato durante la fusione, ma che si può aprire quando è quasi terminata. Si è da questo orificio che l'operaio fa scorrere al di fuori lo speiss che si è riunito nel fondo di ogni padella. In seguito estrae il vetro azzurro.

2502. Il vetro essendo stato versato ancora rovente nel bacino d'acqua fredda, si rompe in pezzi e diviene con ciò più facile a polverizzarsi. Quando una padella è vuota non si riempie immediatamente; si leva fuori da prima il vetro da tutte le altre padelle, perchè col caricare delle nuove materie, il forno si raffredderebbe, e la temperatura essendo troppo diminuita, non si potrebbe vuotare completamente l'ultima padella.

Quando le padelle sono vuote, si ricarica e si continua la fusione, come abbiamo indicato. Il vetro raffreddato viene estratto dall'acqua, messo a sgocciolare entro un tino di legno, ed indi portato al magazzino.

Durante la fusione si forma ciò che chiamasi vetro d'aia: procede da ciò che una parte delle materie trabocca dalle padelle e si sparge sull'aia per la rottura di esse. Questo vetro si raccoglie sull'aia, cola per l'apertura della fiamma e si mescola colle ceneri: si raccoglie, si pile, e si lava, e se ne fa uso per aggiungerlo in maggiore o minor dose ai miscugli.

A Querbach si abbrucia dell'abete; se ne consuma d'ordinario 3 tese in ventiquattr'ore, e si ottengono 9 quintali di vetro.

La fusione, di cui abbiamo riferite le principali circostanze, si rinnova nello stesso forno per diciotto o venti settimane.

Preparazione dell'azzurro.

2508. I fenomeni chimici che hanno luogo nella preparazione della zaffra e in quella dello smalto sono facili ad intendersi; non può dirsi lo stesso di quelli che si producono nella conversione del vetro di cobalto in azzurro. Si suppone d'ordinario che l'azzurro è un vetro di cobalto ridotto semplicemente in polvere; ma è evidente che i fenomeni che hanno luogo in questa parte del lavoro sono complicati di diverse alterazioni chimiche.

Il vetro di cobalto viene sottoposto da prima ad una macinazione diligente. Questo prodotto, stemperato nel-

l'acqua, lascia deporre le parti troppo grosse che si separano. La polvere più fina, trasportata dalla prima acqua, è sottoposta a diverse lavature per decantazione. Queste lavature lasciano indietro l'azzurro e trasportano via una polvere poco colorata. La prima idea che si presenta si è che questi tre prodotti sono simili per la composizione, ma in uno stato di divisione maggiore o minore, in ragione del quale stato il loro colore varia. Le polveri le più grosse sono più colorate, le più tenui lo sono meno.

Ma il tutto ci induce a credere che questi fenomeni sono più complicati, e che l'acqua non si limita ad esercitare un effetto meccanico. Il vetro di cobalto è molto alcalino; l'acqua deve togliervi una parte notabile d'alcali e tende a ricondurlo allo stato di un soprasilicato, forse costante nelle sue proporzioni. Questo effetto non potendo aver luogo che sopra polveri finissime, è evidente che lo smalto imperfettamente macinato deve essere da prima separato. Questa azione dell'acqua essendo d'altronde indispensabile per dare all'azzurro la facoltà di conservarsi indefinitamente all'aria umida, non è meno evidente che il vetro di cobalto semplicemente macinato, non costituisce un vero azzurro che sotto l'influenza delle lavature abbondanti che gli si fanno subire. Questo spiega benissimo d'altronde, come l'allumina, la calce, ed in generale le basi che tendono a rendere il vetro di cobalto inattaccabile dall'acqua, debbono essere escluse diligentemente dalla fabbricazione. Gli acidi arsenico e fosforico tendono al contrario a produrre dei buoni effetti rendendo la potassa più facile ad essere separata, poichè è necessariamente combinata con questi acidi, e forma con essi dei sali assai più solubili dei silicati di potassa. Forse si giungerà a trovar modo di modificare l'operazione vantaggiosamente, sostituendo delle lavature acide alle lavature d'acqua pura.

Finalmente bisogna considerare il vetro greggio di cobalto, come un miscuglio di diversi composti che possono aggrupparsi in due varietà principali; i silicati meno fusibili, meno attaccabili dall'acqua nei quali domina il cobalto; i silicati più fusibili, più attaccabili dall'acqua nei quali domina la potassa. Sono i primi che costituiscono l'azzurro; gli ultimi, decomposti dall'acqua, abbandonano a questa un sottosilicato di potassa e forniscono nello stesso tempo un soprasilicato di potassa molto disaggregato, che è trasportato via in forma polverosa.

È questo senza dubbio che ci spiega in qual modo

l'azzurro si carica di colore nello stesso tempo che delle polveri poco colorate si separano.

In riassunto, il *grosso bleu* deve avere una composizione quasi identica con quella del vetro di cobalto; l'azzurro deve essere più ricco del primo in cobalto e meno ricco in potassa; finalmente l'*eschel* deve essere più siliceo e meno carico di potassa o di cobalto del vetro di cobalto. L'*eschel* deve contenere della silice gelatinosa. Le acque di lavatura debbono portar via del sotto-silicato di potassa.

2504. Una volta che il vetro azzurro di cobalto è ottenuto, bisogna dunque ridurlo in polvere per preparare le diverse qualità di azzurro; ma questo lavoro, quau-tunque semplice in apparenza, richiede ancora una lunga serie di manipolazioni.

Si incomincia dal pilare a secco il vetro azzurro di cobalto; in seguito, si fa passare la sabbia per un cribro a secco posto vicino alla pila, ed avente 16 aperture d'un pollice quadrato. Il vetro è così ridotto alla grossezza della sabbia ordinaria. Quando si pilano diverse specie di vetro, bisogna aver cura ben di pulire la pila, per non alterare le diverse specie di colori.

La macinazione del vetro pilato si eseguisce entro mulini che diversificano un poco dai mulini ordinari. Sono composti di due macine, l'una fissa e l'altra mobile. La macina inferiore è circolare; essa ha 3 piedi, 4 pollici di diametro e 10 o 12 piedi di grossezza: è forata nel senso del suo asse per ricevere l'asse della macina superiore. Questa è composta di due pezzi riuniti con un ferro; ciascuno di questi pezzi è di forma parallelepipedica, di 10 pollici di grossezza, 1 piede di larghezza e 18 pollici di lunghezza; questo prisma porta al di sotto due scanalature di 3 pollici di larghezza e di 5 pollici d'altezza. Le due parti sono riunite da un pezzo di ferro, disposto in modo da lasciare tra loro uno spazio di 6 pollici; questo legame di ferro ha nel mezzo un buco rettangolare che serve a riuuirlo sopra un asse di ferro, il cui perno gira in un solco della macina inferiore, e la cui parte superiore attraversa una *lanterna*, mossa da una ruota dentata verticale, posta in movimento da una ruota idraulica. Le due macine sono involuppate in una cassa di legno cerchiata di ferro, che oltrepassa di 5 a 6 pollici l'altezza delle macine; questa cassa è munita di un foro posto al livello della macina inferiore; si può in tal modo fare scorrer via le materie macinate. Le macine sono di granito compatto; si sceglie

quello che contiene minor quantità di mica, perchè non si disaggreghi. Veggasi la fig. 1 e seg., tav. 46.

Si è col mezzo di questo apparato che si macina il vetro pilato; si mescola insieme un quintale e mezzo di questo vetro con un mezzo quintale di *grosso bleu* (*streublau*) che si mette in ciascun molino. Si caricano dunque 2 quintali di materia alla volta; si aggiunge al miscuglio circa 3 pinte d'acqua, e si mette in azione l'apparato. Si copre la cassa col suo coperchio per impedire le proiezioni. Si aggiunge dell'acqua al miscuglio a poco a poco sino a che la massa sia convertita in una fanghiglia rara. Si macina così il miscuglio per quattro o sei ore secondo il grado di finezza che l'azzurro deve avere. Quando le macine non sono battute di fresco, l'operazione dura un poco più a lungo. Le macchine devono girare con una rapidità mediocre, affinchè la materia non sia spinta di troppo verso la circonferenza.

2505. Dopo alcune ore di macinazione, si apre un orificio dell'inviluppo di legno che circonda le macine; allora la materia macinata, che è stemperata dall'acqua, scorre nel grande tino disposto per riceverla. L'azzurro il più bello, che è il più pesante, come il più ricco di cobalto, forma un deposito nel tino; alcuni minuti bastano durante l'estate, perchè la prima qualità d'azzurro si precipiti; si osserva che durante il verno richiedesi maggior tempo, a causa della densità maggiore che l'acqua possiede in questa stagione. Una parte soltanto di questa prima qualità d'azzurro, che chiamasi *grosso bleu* o *streublau*, è posta in commercio in questo stato; il restante è di nuovo sottoposto alla macinazione col vetro azzurro, al quale si aggiunge a piccole dosi.

Prima di estrarre questo *grosso bleu* dai tini che lo contengono, si leva da essi l'acqua nella quale restano sospese le particelle più tenui di azzurro. Questo liquido è trasportato in una seconda serie di tini, iudi abbandonato al riposo per un tempo che varia da tre quarti d'ora ad un'ora e mezzo, secondo che si vuole ottenere una quantità più o men bella d'azzurro. L'azzurro che si depona in questa seconda serie di tini è in generale denominato dai francesi *farbe*.

Quando si crede che la precipitazione del colore sia ultimata, il liquido che occupa la parte superiore dei tini è trasportato in una serie ulteriore di serbatoi dove si compie in un tempo indefinito la precipitazione delle particelle le più tenui del vetro azzurro. Ne risulta un

grande numero di specie di azzurro comune, che portano il nome generico di *sabbie azzurre* (*eschel*).

Chiamasi anche *eschel* di tino (*sumpfeschel*) una sostanza leggermente colorata ed in un grande stato di divisione che rimane per l'ultima in sospensione nelle acque di lavatura: questo è un silicato alcalino contenente una piccolissima quantità di cobalto, e che si separa facilmente dall'azzurro a causa della sua leggerezza specifica. Questa specie di *eschel* è quella che si aggiunge nel miscuglio di fusione come abbiamo detto più sopra.

Dopo ottenute le diverse specie di azzurro o d'*eschel* nel modo indicato, ciascuna di esse è sottoposta separatamente ad una lavatura ulteriore entro tini, in cui si fa affluire un'acqua fresca e pura. Durante questa operazione, l'operario agita la materia con un pezzo di legno, indi l'abbandona al riposo; in seguito, col mezzo di un cribro di crine o muglie serrate, sbarazza il liquido dalle impurità che soprannatano. Si fa scorrer questo liquido con precauzione in un altro tino per procedere nella stessa maniera ad una nuova lavatura. Si ottengono in tal modo diversi prodotti dello stesso smalto tanto allo stato di colore quanto allo stato di sabbia azzurra.

2506. Termineremo questa descrizione generale con un esempio particolare.

Supponiamo qui, che si fabbrichi la tinta OC: lo smalto macinato viene da prima stemperato nell'acqua. Dopo 45 minuti di deposito si cava l'acqua, ritenute le particelle colorate in sospensione, e la si versa in un altro tino: quando si è in tal modo estratto tutto il liquido, rimane nel fondo del vaso ciò che chiamasi *grosso bleu*, che consta, come abbiamo detto, di un vetro azzurro meno diviso di quello rimasto in sospensione nel liquido.

L'acqua ritenente in sospensione le particelle fine è, come abbiamo detto, versata in un secondo tino, chiamato tino da colori; si lascia questa volta deporre per più tempo che nel primo, affine di separare le parti colorate che formano l'azzurro dalle particelle quasi scolorate che compongono l'*eschel* di tino, e che altererebbero la tinta. Si abbandona così il liquido a sè stesso per 36 ore: l'acqua sembra allora debolmente colorata. La si fa scorrere dal tino in un bacino, dove la si lascia deporre sino a che sia perfettamente scolorata. Allora ella è rigettata ed il deposito è l'*eschel* di tino che si fa essiccare e che si aggiunge al miscuglio di fusione.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 121

La materia deposta al fondo del tino a colore è l'azzurro, che non ha bisogno che di essere sottoposto alla lavatura per giungere all'ultima grado di purezza. Si estrae allora dal tino, al cui fondo aderisce fortemente; si rompe in pezzi sui banchi di frattura con piccoli magli o mazzuoli di legno, e si sottopone in seguito a più lavature per decantazione. Si mettono in circa 3 quintali di materia nei tinetti di lavatura, vi si aggiunge la quantità necessaria d'acqua pura, e si agita il tutto con una spatola di legno, sino a che l'azzurro sia in sospensione completa. Le impurità che sopraannuotano, vengono levate fuori con uno staccio fino; constano esse di un poco di fiele di vetro, che si è formato durante la fusione del vetro, e che è di una densità minore di quella dell'azzurro. Si lascia deporre per 22 o 24 ore: dopo questo tempo l'acqua è ancora un poco colorata dall'eschel: si fa passare nel bacio destinato a riceverlo; indi si leva fuori il deposito, che si rompe come la prima volta. Si rimette nel tinetto con una nuova quantità di acqua, si agita, si lascia deporre per 18 a 20 ore e si decanta. Si ripete l'operazione una terza volta, e si lascia soltanto deporre per 16 o 17 ore. Finalmente si decanta e la lavatura è terminata. Si opera nello stesso modo per tutte le tinte d'azzurro, se non che la durata del deposito varia secondo la tinta che si vuole ottenere.

2507. Questi precipitati sono estratti dai diversi tini che li contengono, e sottoposti all'essiccazione sopra tavole disposte per questo oggetto, sia entro camere chiuse e riscaldate con un braciere, o in seccatoi aperti all'aria libera, ciò che sembra preferibile. Quando i prodotti sono convenientemente secchi bisogna ancora frantumare le masse compatte che essi presentano in questo stato, e stacciare le polveri che ne risultano. Pel primo oggetto si fa uso ora di cilindri e di rastrelli mossi per mezzo dell'acqua; ora di molini ordinari, ed ora finalmente di due tavole che si fanno scorrere l'una sull'altra. In quanto all'ultima stacciatura, essa si eseguisce d'ordinario sopra cribri mobili che sono chiusi entro casse; qualche volta si fa uso per questo scopo di stacci.

A Querbach, quando l'azzurro è sgocciolato, si estrae dal tinetto, e si trasporta sui lanchi da frantumare, dove viene rotto con martelli e fatto passare al cilindro. Dopo questa preparazione, si trasporta alla macchina da macinare, che è formata di due cilindri di legno, che girano orizzontalmente col mezzo di pignoni dentati; si

pone l'azzurro in una tramoggia, da cui cade sui cilindri, che lo riducono in polvere finissima.

Si sottopone in seguito l'azzurro all'essiccazione. Questa operazione ha luogo in una stufa, al centro della quale trovasi un forno riscaldato colla legna. La fiamma ed il fumo, escendo dal focolare, va nel cammino, dopo d'esser passato per una serie di canali coperti di mattoni, in modo da formare un'ain perfettamente unita; quest'ain è circondata da rinzi di mattoni di 4 pollici d'altezza. La stufa è guarnita all'ingiro di tavole a varii piani destinate a ricevere l'azzurro. La temperatura di questa stufa è di 40 a 45. Si pone l'azzurro umido sulle tavole e si perfeziona il suo essiccamento sull'ain del forno. Se ne forma uno strato di 2 a 3 pollici di grossezza, che si rimescola di tempo in tempo con un riavolo. Quando si crede che l'azzurro sia secco abbastanza, si porta di nuovo alla macchina da macinare, dove viene ridotto in polvere. Si può far essiccare sul forno 27 quintali di azzurro alla volta.

L'azzurro perfettamente essiccato, viene finalmente sottoposto ad un'ultima manipolazione. Si trasporta in una camera contenente caselle chiuse e portanti il numero di ogni tinta. Nel mezzo trovasi un'altra cassa chiusa da tutte le parti, nell'interno della quale è sospeso sopra un asse uno staccio di crini posto al di sotto di una tramoggia. Vi si versa lo smalto che cade sullo staccio, che viene agitato da un operaio col dare all'asse un moto di va e vieni.

Lo smalto stacciato viene posto nelle caselle, indi chiuso entro piccole botti di abete, della capacità di un mezzo quintale. Prima di metterlo nelle botti, vi si aggiunge un poco d'acqua onde impedire la dispersione della polvere. Ogni botte viene in seguito segnata del nome della tinta e posta in commercio.

2508. Si valuta che in questa lunga serie di lavori minuti, per 100 parti di vetro di cobalto adoperate, si ottengono 95 parti di materie, compresevi il rifiuto delle lavature e l'eschel di tino, che vengono di nuovo adoperati nella formazione del vetro. In quanto al prodotto mercantile, si ammette comunemente che 100 quintali di vetro producono circa 60 o 70 quintali di bleu d'azzurro o di grosso bleu.

Ecco il prospetto dell'importazione dei diversi prodotti delle officine di cobalto in Francia. L'azzurro entra specialmente per la colorazione della carta da lettere: ma

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 123

l'oltremare artificiale del signor Guimet incomincia ad esservi sostituito.

Minerale di cobalto	Zaffra	Azzurro
1818 1, 112	2, 276	158, 215 kil.
1819 "	"	135, 458 "
1820 "	4, 227	167, 500 "
1821 55	2, 290	179, 073 "
1822 "	4, 849	155, 225 "
1823 395	1, 700	91, 232 "
1824 211	1, 641	186, 381 "
1825 "	2, 729	178, 622 "
1826 1, 691	1, 743	152, 374 "
1827 2, 090	1, 926	150, 600 "
1828 574	4, 187	125, 803 "
1829 1, 842	3, 404	144, 217 "
1830 20	2, 626	112, 410 "
1831 595	1, 064	118, 885 "

CAPITOLO VI.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI BISMUTO.

2509. Il bismuto è un metallo alquanto raro in natura, per cui la sua produzione è assai limitata. Il suo consumo è limitato per questo stesso motivo, poichè costa troppo caro per entrare in concorrenza col piombo che possiede molte proprietà che sono loro comuni.

Il bismuto trovasi dunque destinato unicamente ad alcuni usi speciali. La preparazione del bianco di belletto, che è un sotto nitrato di bismuto; la stagnatura dei palloni che si eseguisce con un'amalgama di bismuto; la fabbricazione delle valvole di sicurezza; per le caldaie a vapore, che si fa con una lega di stagno, di piombo e di bismuto; finalmente la preparazione di alcuni fondenti per la dipintura sul vetro o sulla porcellana, tali sono i consumi assai limitati pel bismuto posto in commercio.

La tavola seguente dimostra quanto questo consumo sia limitato. Esprime essa le quantità di bismuto entrate in Francia.

1820 3, 995 kil.	1826 574 kil.
1821 1, 085 "	1827 1, 166 "
1822 1, 429 "	1828 1, 117 "
1823 1, 457 "	1829 1, 841 "
1824 630 "	1830 843 "
1825 1, 469 "	1831 1, 049 "

2510. Le miuiere di bismuto escavate, lo contengono allo stato metallico, ma accompagnato da diversi arseniuri, di modo che il bismuto del commercio contiene sempre dell'arsenico. Contiene spesso anche dell'argento.

Il bismuto allo stato metallico accompagna il minerale di cobalto. Questo metallo è poco volatile e facilmente fusibile; in modo che basta di esporre all'azione del calore i minerali impregnati di bismuto, per separare questo metallo dalle sostanze meno fusibili di lui per una specie di liquazione.

Si è su questa proprietà che riposa il processo generalmente seguito per l'estrazione del bismuto, ma se ne variano le disposizioni.

Si eseguisce qualche volta sopra un'aia d'argilla battuta, vicina allo stesso luogo di escavazione del minerale. Una catasta di legna è disposta sopra quest'aia; al di sotto si mette un letto di legno, si forma un mucchio di minerale e si accende il fuoco. Dopo la combustione i grani di metallo sono separati dalle ceneri e dai carboni, nel mezzo dei quali si sono consolidati, con una lavatura facilissima ad eseguirsi. In seguito si sottopone il bismuto ad una seconda fusione, in una catinella di ghisa, e il metallo così depurato è modellato in pani destinati al commercio.

Qualche volta si trattano i minerali di bismuto sopra un focolare di liquazione analogo a quello che noi descriveremo all'occasione del trattamento del rame argentifero. Si può ancora ottenere questo metallo, col far uso de' vasi e de' forni che sono adoperati per la preparazione dell'antimonio erudo, vale a dire per la separazione del zolfuro d'antimonio dalla sua matrice.

2511. Il processo il più ordinario è quello usato a Schneeberg in Sassonia; consiste nel trattare i minerali di bismuto entro tubi cilindrici di ghisa.

Questi tubi hanno 5 piedi di lunghezza ed 8 pollici di diametro; ciascuno di essi è munito di un coperchio di latta che si adatta sopra una delle sue estremità; d'un turacciolo di terra cotta, atto a chiudere il tubo dall'altra estremità, ma avente una piccola apertura che lascia passare il metallo fuso.

Cinque tubi simili sono disposti ad un di presso orizzontalmente in un forno, che rassomiglia perfettamente, per le sue principali disposizioni, a quello nel quale si distilla il carbon fossile, per la produzione del gas per l'illuminazione.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI BISMUTO. 125

I cinque tubi sono fissati alle loro estremità, entro i due muri del forno, in tal modo, che i loro turaccioli si presentino sulla faccia anteriore dell'apparato, ed i loro coperchi sulla faccia posteriore. Da questo lato, che è quello della carica, ogni tubo è posto a 6 pollici più in alto dell'altro; ne risulta che i cilindri di ghisa si inclinanò un poco verso il davanti del forao. Al di sotto del turacciuolo chinso di ogni tubo trovasi uu bacino di ghisa, sotto il quale si mantiene del fuoco; questi baccini servono a ricevere il bismuto fuso.

Dietro del forno evvi uaa tinozza piena d'acqua per ricevere i residui che si estraggono dai tubi, quando l'operazione è terminata.

Si principia dal riscaldare i tubi per 3 o 4 ore, sino a che siano rossi; allora si introduce in ciascuno di essi, per la parte posteriore del forno, un mezzo quintale di minerale di bismuto rotto in pezzi, della grossezza di una nocciuola. In dieci minuti il metallo incomincia a colare nei recipienti; si ha cura di spargervi sopra del carbone in polvere, onde impedirne l'ossidazione. Tutta l'operazione è terminata in mezz'ora. Allora si vuotano i tubi per la parte posteriore dell'apparato, come abbiamo già indicato; indi si caricano di nuovo per principiare una operazione simile.

Quando i recipienti sono pieni di bismuto, si cava fuori con cucchiari di ferro, si versa in altri bacini, dove si ha cura di nettare la superficie del metallo; finalmente si lascia raffreddare, e si ottiene in tal modo dei paui di bismuto puro, il cui peso varia da 25 a 30 libbre.

A Schneeberg, in otto ore di lavoro, si trattano in tal modo 20 quintali di minerale di cobalto impregnato di bismuto, e si ottiene circa un quintale e mezzo di questo ultimo metallo, col consumo di 63 piedi cubici di legna.

Si è collo stesso processo che si tratta la lega nota col nome di *speiss*, che risulta, come abbiamo veduto, dalla preparazione del vetro azzurro di cobalto.

2512. Queste indicazioni che noi ricaviamo dalla ricchezza minerale, bastano per dare uu'idea chiara del modo di estrazione conveniente pei minerali che contengono del bismuto metallico.

Dietro ciò che procede, si può stabilire il calcolo economico dell'estrazione nel modo seguente:

Si ricava	100 kil. bismuto
da	1332 kil. minerale.
Consumando	1260 kil. legna;
oppure	3,780,000 calories.

È probabile che il processo siasi migliorato da che si sa meglio calcolare le dimensioni del forno, poichè questo consumo di combustibile sarebbe assai forte, e potrebbe probabilmente ridursi a metà senza difficoltà.

Si vede facilmente del resto che questo consumo non è proporzionale alla quantità di bismuto ottenuto, ma bensì alla quantità di minerale che lo fornisce.

CAPITOLO VII.

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ANTIMONIO.

Rapport sur la séparation de l'antimoine de sa mine, di Hassenfratz. *Journal des mines*, t. IX.

Sur les moyens de séparer le sulfure d'antimoine de la gangue di Berthier. *Ann. des mines*, serie 1, t. III, p. 551.

Sur l'essai et le traitement du sulfure d'antimoine di Berthier. *Ann. de chim. et de phys.*, t. XXV, p. 379.

Not'ce sur le traitement et l'exploitation de l'antimoine sulfure de Malbosce, di Sabine. *Ann. des mines*, serie 2, t. I, p. 3.

2513. L'antimonio è l'oggetto di alcuni lavori metallurgici, che forniscono al commercio del zolfuro d'antimonio depurato, sotto il nome di *antimonio crudo*; dell'antimonio metallico sotto il nome di *regolo d'antimonio*, e finalmente diversi prodotti accidentali sotto quello di *croco*. Si fabbrica anche del *vetro d'antimonio*, ma l'antimonio crudo ed il regolo sono gli oggetti principali del trattamento metallurgico.

L'antimonio metallico entra nella composizione dei caratteri da stampa, ciò che assicura a questo metallo uno smercio che non è senza importanza. Il zolfuro d'antimonio è versato nel commercio dagli intraprenditori delle miniere d'antimonio, che in generale non si occupano dell'estrazione del regolo. Il zolfuro d'antimonio serve inoltre a preparare molti prodotti farmaceutici o chimici. Lo stesso deve dirsi del croco che non è adoperato che nella medicina veterinaria. Il vetro d'antimonio entra nella composizione di alcuni medicamenti, ma serve specialmente a preparare alcuni smalti od a colorire alcune composizioni vetrose.

Le miniere d'antimonio non sono numerose; constano specialmente di zolfuro d'antimonio disseminato in una

TRATTAMENTO DEI MIN. DI COBALTO. 127

matrice d'ordinario quarzosa. Contengono spesso dell'argento ed anche dell'oro. Quasi tutti i paesi dell'Europa possiedono delle miniere d'antimonio; esse incontronsi in filoni più o meno potenti nei terreni primitivi. La Francia ne contiene diversi che trovansi a Portes, Saint Florent e Anjac nel Dipartimento del Gard; a Mussias nel Cantal; ad Auzat nel Puy de Dôme; a Malbosc nell'Ardeche; a Dèze nella Lozère; ad Alby e Mercœur nella Haute-Loire.

Oltre le officine che si applicano al trattamento dei minerali puri d'antimonio, ve ne sono altre che producono accidentalmente una certa quantità di questo metallo, pel trattamento di diversi minerali antimoniatati. Se ne parlerà in seguito; per ora ci limiteremo all'esame dei processi che hanno per oggetto principale l'antimonio.

2514. Il trattamento metallurgico dell'antimonio comprende due operazioni distinte, che si eseguiscano d'ordinario in officine diverse. La prima ha per oggetto di separare per semplice fusione o liquefazione il zolfuro d'antimonio dalla matrice silicea che l'accompagna; questa è una depurazione analoga alla preparazione meccanica del minerale, ma a motivo della grande fusibilità del zolfuro, questa separazione può essere eseguita col fuoco. Si ottiene del zolfuro d'antimonio depurato, che è versato nel commercio, sotto il nome di *antimonio crudo*; questo zolfuro è adoperato direttamente in diverse arti, senza che l'antimonio sia ridotto allo stato metallico. Colla seconda operazione, che è più di rado usata della prima, si tratta l'antimonio crudo per ottenere il metallo puro od il *regolo d'antimonio*.

Antimonio crudo. Zolfuro d'antimonio.

2515. Per sbarazzare il zolfuro d'antimonio dalla sua matrice si può mettere a profitto, come abbiamo detto, la sua fusibilità, e l'operazione consiste allora in una specie di liquazione. Il processo metallurgico è analogo a quello che abbiamo fatto conoscere per la preparazione del bismuto. L'analogia ha però dovuto condurre i primi intraprenditori a tentare il metodo di lavatura da sì lungo tempo in uso per la concentrazione del zolfuro di piombo. A primo aspetto le condizioni possono sembrare ad un di presso simili, e si avrebbero grandi vantaggi economici, stati particolarmente avvertiti dal signor Berthier.

Questo abile chimico crede che la lavatura riuscirebbe

bene, e si appoggia ad esperienze in piccolo nelle quali è giunto a ricavare da un minerale ricco circa 72 per 100 di zolfuro d'antimonio puro. Siccome la densità delle matrici del zolfuro d'antimonio può valutarsi a 2, 8 in circa, e quella del zolfuro eguale a 4, 3. Così si vede che la separazione sarebbe facile ad eseguirsi in fatti, se non si presentassero alcune circostanze particolari. La difficoltà sta nella grande fragilità del zolfuro d'antimonio.

Questa fragilità è tale, che si otterrebbe molta fanghiglia se la pilatura non venisse eseguita con precauzione.

Il signor Berthier consiglia di prodarre il più che si può di sabbie grosse, pilando a grande acqua e cribrando le sabbie. Si vede però in ultima analisi che i metodi di lavatura, tanto vantaggiosi quando si prende per termine di confronto il zolfuro di piombo, non presenterebbero forse un'economia così notevole in questo caso particolare. Ciò non ostante, siccome la preparazione meccanica di 100 kil. di zolfuro di piombo non costa che quattro franchi, e che per ottenere 100 kil. di zolfuro d'antimonio col processo di fusione, si spendono otto o nove franchi, così è ancora possibile di sperare qualche economia nella sostituzione del primo sistema al secondo. Bisogna anche aggiungere che il processo di lavatura darebbe maggior prodotto, poichè nella fusione le matrici restano impregnate di zolfuro d'antimonio, ciò che arreca una perdita che può variare dal quarto al quinto del zolfuro contenuto nel minerale, mentre nelle lavature del zolfuro di piombo non se ne perde di più di un quindicesimo.

Si vede che il processo di lavatura, applicato ai minerali d'antimonio può presentare qualche vantaggio, ma che richiederebbe, per riescire, le cure di una persona abile ed esercitata a questo genere di lavoro. Le difficoltà che rimangono tuttora a superarsi sono abbastanza gravi, perchè in tutte le officine siasi dato sino ad ora la preferenza al metodo di fusione.

2516. Quest'operazione si eseguisce per diversi processi, gli uni semplici ma dispendiosi, gli altri più economici, ma che esigono degli apparati più complicati.

Secondo asserisce Scopoli, si accontentava altre volte in Ungheria, per ottenere l'antimonio crudo, di porre il minerale in un vaso di terra, il cui fondo aveva dei piccoli buchi, e che veniva adattato sopra un vaso destinato a servire di recipiente. Il vaso inferiore è sepolto nella terra; il vaso superiore è munito d'un coperchio.

Questo apparato viene lutato con argilla, si circonda

di combustibile acceso. Dopo alcune ore di fuoco, si lascia raffreddare l'apparato; finalmente si estrae dal vaso inferiore noto sotto il nome di pignatta, l'antimonio crudo che vi si è raccolto col fendersi; la matrice, molto meno fusibile, è rimasta nel vaso superiore. Il nome di pignatta dato al recipiente procede da ciò che altre volte aveva la forma di una sfera depressa da un lato per adagiarlo, ed aperta dall'altra per ricevere il vaso da fusione. In tutte le officine si dà in oggi alla pignatta una forma conica.

Questo processo è ancora in uso in alcune località. A Malbosc, nel dipartimento dell'Ardèche, vi si adopera dei vasi leggermente conici di 0^m, 33 di altezza sopra 0^m, 22 d'apertura. Ciascuno di essi riceve 15 kil. di materia. Ogui vaso è munito di un coperchio ed entra per alcuni centimetri nella pignatta, che ha la stessa forma, ma che non è forato. Si escava nel suolo un canale longitudinale di 0^m, 40 di larghezza sopra 0, 25 di profondità. Se ne rivestono le pareti di mattoni posti in coltello, e vi si collocano 25 o 30 pignatte coperte dei loro vasi da minerale. Siccome questi ultimi si innalzano al di sopra del suolo, così si dispone da entrambe le parti un piccol muro di mattoni, con dei fori per dar passaggio all'aria necessaria per la combustione.

Si dispongono qua e là alcuni arbusti per accendere il fuoco, e si riempia la fossa di carbon fossile ad un'altezza da ricoprire i vasi. Il zolfuro d'antimonio entra in fusione e cola nelle pignatte. Quando si giudica che il minerale è esaurito, si estrae dal vaso superiore per sostituirvi una nuova carica. Si fa in generale quattro cariche successive, ma a capo di questo tempo il vaso trovandosi riempito, si deve necessariamente dar termine all'operazione. La durata di queste quattro fusioni è di quarant'ore circa.

Gli apparati raffreddati, si rompe simmetricamente in due il vaso sferico, affine di poterlo adoperare di nuovo, riunendo le due parti. Ciò non ostante si calcola, che ad ogni operazione bisogna rinnovare la metà delle pignatte. Ecco il conto di un'operazione di questa specie fatta sopra venti vasi doppi caricati quattro volte in quarant'ore.

Minerale adoperato	1, 200 kil.
Zolfuro d'antimonio ottenuto . .	496 "
Carbon fossile consumato	1, 487 "
Minuti legni	200 "

Otto giorni d'oprai e venti vasi a 50 cent. al pezzo.
Cosi per ottenere 100 kil. di zolfuro

Si consuma 300 kil. carbon fossile = 1, 800, 000 *calories*.

40 kil. legna . . = 120, 000 "

1, 920, 000 *calories*.

2517. Vi sono pochi metallurgici che non abbian proposto qualche apparato per la fusione del minerale d'antimonio, tanto il metodo che noi abbiamo indicato è sembrato vizioso a tutti quelli che lo hanno esaminato.

Un forno di questo genere è stato proposto da Genssane nel suo trattato della *fusione delle miniere*. Questo è un forno a riverbero che conterrebbe dei crogiuoli o vasi da minerale, mentre i recipienti detti dai Francesi *à boulet* sarebbero posti fuori del forno, o più bassi dei crogiuoli coi quali sarebbero messi in comunicazione da tubi di terra ricurvi. Con questa disposizione, sarebbe facile di vuotare e di caricare i crogiuoli senza avere bisogno di aspettare per quest'oggetto che il forno si raffreddasse. Sembra che a Schmoelnitz in Ungheria siasi fatto uso di un forno analogo, e che questo apparato vi fosse disposto a *galeria* come quello che si adopera a Pozzuoli per la distillazione dello zolfo.

La tav. 47, fig. 1, 2, 3, presenta le principali disposizioni di un forno circolare di questa specie, che non esige d'altronde maggiori spiegazioni.

Per evitare l'interruzione del lavoro, il consumo del combustibile, e specialmente la rinnovazione dispendiosa dei vasi di terra, il signor Lampadius propone di porre il minerale d'antimonio entro tubi di ghisa investiti di argilla. Questi tubi verrebbero disposti trasversalmente con una lieve inclinazione, in un forno simile a quello adoperato per ottenere il bismuto. Questo apparato non sarebbe opportuno senza dubbio se non in quanto la ghisa fosse ben garantita dal contatto del zolfuro d'antimonio. Si potrebbe giungere a questo scopo collo smaltare i tubi di ghisa nell'interno con uno strato di borace, sopra del quale se ne ponesse uno altro di un miscuglio di borace e di feldspato; quest'ultimo miscuglio essendo infusibile al calore del forno, servirebbe a mantenere a posto il borace.

2518. Ma di tutti questi apparati il più semplice è quello sperimentato in Francia nel dipartimento della Vandea per trattare il minerale d'antimonio senza vasi nè tubi. In un forno a riverbero di forma circolare, si

TRATTAMENTO DEI MIN. DI ANTIMONIO. 131

dispone il minerale sopra un'aia concava, formata di un misto d'argilla e di carbone. Col formare un'apertura in quest'aia si ottiene l'antimonio crudo in un bacino esterno di ricevimento, disposto in modo analogo a quello dei forni di riverbero per la fusione dello stagno.

Il signor Gillet-Laumont, che ha veduto in attività questo apparato, riferisce che le cariche erano di sette od otto quintali. Si facevano due colate nel verno e tre nell'estate; ma si sarebbe potuto render continuo il lavoro.

Per ogni colata passavano circa 4 quintali di zolfuro d'antimonio nel bacino di ghisa che serviva di bacino di ricevimento. Per le tre cariche si consumavano 80 piedi cubici di legna minuta.

È probabile che il minerale fosse assai ricco, poichè dietro questo dato, il suo prodotto era di 50 per 100 al meno, mentre si ottiene d'ordiuario da 30 a 40 per cento soltanto. In tutti i casi questo forno consumerebbe sempre assai poco combustibile.

Minerale adoperato.

Zolfuro d'antimonio ottenuto.

16 piedi cub. legna = 160 kil. = 480, 000 *calories*.

Se si ammette che il minerale renda il 40 per 100, la quantità di combustibile rimane la stessa ed aumenta un poco relativamente al zolfuro ottenuto. Sarebbe dunque
per 100 kilog. di zolfuro
600, 000 *calories*.

Questa quantità diminuirebbe in un forno a riverbero continuo e costruito sopra buone proporzioni. Si troverebbe del vantaggio a far passare i fumi in una camera di condensazione, che riceverebbe l'ossido d'antimonio trasportato via o volatilizzato. Questo processo è certamente degno dell'attenzione dei possessori delle miniere d'antimonio; potrebbe rendere il loro lavoro più certo, più economico e più semplice.

La tav. 47, fig. 4 e 5 dà un'idea delle principali disposizioni di questo forno, che non esige una descrizione più minuta.

2519. Ad onta però delle proposte e dei saggi di miglioramento qui indicati, l'uso dei vasi adattati l'uno sull'altro si è mantenuto nella maggior parte delle officine dove si tratta il minerale d'antimonio; ma, in alcune di esse, questi vasi sono sottoposti all'azione del fuoco in un forno a riverbero, di cui le figure 6 e 7 della tav. 47 danno una sufficiente idea.

La figura 6 indica la pianta orizzontale del forno al livello AB della fig. 7.

La fig. 7 è la sciografia sulla UV della fig. 6.

a. Ingresso del focolare; *b*, quello del forno che si può chiudere con una porta.

d. Collocazione di una gratella mobile. In questo spazio si pone l'operaio per disporre i vasi sul muro *c*, *d*, *e*.

c, *d*, *e*. Muro formato di mattoni posti in coltello, alla cui parte inferiore trovansi diversi canali per lo sviluppo dell'umidità. Il forno è costruito di mattoni rivestiti di pietra da taglio.

f, *g*, *h*, *i*. Piccoli cammini pei quali esce il fumo che risulta dalla combustione della legna posta sulla gratella del focolare *b*.

l. Piano superiore del forno che serve a cuocere i vasi nuovi.

k. Grande cammino nel quale vanno a riunirsi tutti i fumi. La sua altezza totale è di diciassette piedi.

Ecco i risultamenti che presenta in questo forno il trattamento del minerale d'antimonio, dietro le osservazioni del signor Berthier. I vasi di terra cotta che si adoperano hanno 3 decimetri di altezza sopra due di larghezza ed un foro nel fondo. Un vaso può contenere 10 kilog. di minerale. Si incassano per alcuni centimetri nei vasi à *boulet*, che hanno la stessa forma, ma che non sono forati. Si pone nel forno tre linee di questi ultimi vasi in tutto circa 64. Sopra ciascuo di questi si mette un vaso forato, se il minerale è assai ricco, due se lo è meno, e tre se è povero. Si riempiono in seguito tutti gli interstizii con vasi ben secchi per cuocerli.

Si riscalda gradatamente, affine di fondere il zolfuro senza fare screpolare il quarzo che costituisce la matrice. Si abbrucia della legna di abete spaccata, della lunghezza di due metri; si finisce col riempire il forno, ed inoltre si gettano delle fascine nel generatoio per produrre molta fiamma. L'operazione dura dodici ore. Si perde circa tre quarti dei vasi per ogni operazione.

Si tratta da 1300 a 1500 kilog. di minerale per fusione; si ottiene per medio 500 kil. di zolfuro fuso; il prodotto ascende qualche volta a 750; ma discende anche a 260 ed a 220. Quando il minerale non rende che il 15 per 100 viene rigettato.

Si consuma per ogni fusione tre steri di legna spaccata, che io stimo essere di 975 kil. e trenta o quaranta fascine, che valuto del peso di 240 kil. Se per rendere questi risultamenti paragonabili con quelli che precedono, si suppone una rendita media del 40 per 100, si avrà:

TRATTAMENTO DEI MIN. DI ANTIMONIO. 133

Minerale adoperato	250 kil.
Zolfuro ottenuto	100 "
200 kilóg. legna = . . .	600, 000 calories.

Questi risultamenti sono stati osservati dal signor Berthier nell' officina di Licola, dipartimento della Alta Loira.

2520. Basta esaminare i risultamenti che precedono per essere persuasi che, malgrado il loro apparente accordo, sono lungi dall'offrire tutto il risparmio possibile. In fatti il forno descritto dal Gillet-Laumont era di cattiva costruzione, ed in quello esaminato dal signor Berthier i vasi erano troppo piccoli. Non si può dunque meravigliarsi che con migliori disposizioni siasi potuto ottenere la diminuzione di una metà nel combustibile.

Tale è il risultamento che presenta il forno che siamo per descrivere, e di cui si deve l'invenzione al signor Panserat d'Alais. Viene adoperato nelle miniere di Malbosch nell'Ardèche.

Un colpo d'occhio sulle fig. 8, 9, 10 e 11 della tav. 47 basterà per farne intendere le principali disposizioni.

Questo forno ha tre focolari *a, b, c*. Tra essi trovansi due gallerie, *kk*, nelle quali scorrono i recipienti o vasi *à boulet* di ghisa coperta d'argilla, e portasi sopra carri che ne rendono più facile il collocamento. Al di sopra dei quattro recipienti trovansi quattro cilindri di terra, che ricevono il minerale, si caricano dalla piastra forma *P* e si chiudono con un coperchio. Questi cilindri si appoggiano sopra un circolo *p, q*, che ne forma il fondo, ed ha un buco, *t*, che serve allo scolo del zolfuro fuso. Ogni cilindro porta una scanalatura corrispondente alle aperture *xx*. Questa scanalatura chiusa con un zaffo d'argilla durante l'operazione, può aprirsi alla fine per estrarne le marogne e le matrici.

Le porte *hh*, che chiudono le gallerie dei vasi *à boulet*, sono muniti di traguardi, *ii*, dai quali si può vedere se il zolfuro cola o no. Le grandi aperture *EF*, formate sui fianchi del forno, permettono di portar rimedio agli accidenti che gli apparati potrebbero soffrire durante l'operazione.

La fiamma dopo di avere involupato i cilindri, passa per tre aperture, *o, o, o*, nel cammino *X* col mezzo di condotti.

Una grata *GG* ventila la piattaforma di carico; un'altra *S* serve a ventilare il davanti del forno.

Si riscalda il forno a rosso-bianco in quarantott' ore.

Il minerale da caricarsi in pezzi della grossezza di un uovo, è disteso anticipatamente sulla piattaforma dove si riscalda. Per caricare si mettono al fondo del cilindro i pezzi più grossi e più ricchi. Si caricano 222 kil. per cilindro. Il zolfuro cola e cade nei vasi *à boulet*, dove si mantiene liquido. Bisogna anche chiudere le aperture *f, g, h* una volta che il forno è in pieno fuoco. Esse non debbono rimanere aperte che durante il principio della prima fusione.

Il zolfuro d'antimonio che cola deve avere un colore azzurro, non mai rosso. In quest'ultimo caso la temperatura sarebbe troppo elevata; bisognerebbe moderarla, chiudendo i registri, senza di che si perderebbe una parte dello zolfuro che si volatilizzerebbe.

Terminata l'operazione si levano via le matrici, sia dall'alto sulla piattaforma, sia pel basso, col mezzo dello incafo praticato nel crogiuolo.

Le cariche si succedono di tre in tre ore, e si possono preparare sino a 45 kil. d'antimonio crudo per ora.

La durata media dei cilindri è di venti giorni. Nulla impedirebbe di cambiarsi senza sospendere il forno, quando si avesse cura di riscaldarli a rosso-bianco, e di rifornarli come i crogiuoli delle vetrerie. Allora il forno diverrebbe continuo.

Il bisogno di tre focolari non sembra evidente, e si può credere che sarebbe utile di disporre questo forno come un semplice forno di vetreria con un solo focolare. Le volte riscaldate da un filo d'aria calda servirebbero ad innalzare a poco a poco la temperatura del minerale prima di infornarlo. I vasi da minerale potrebbero avere la forma di crogiuoli da cristallo. Le tavole servienti di fondo potrebbero essere mobili, ciò che renderebbe lo scarico assai facile ad eseguirsi, ecc.

Chechè ne sia, in una fusione si sono ottenuti i seguenti risultamenti.

Minerale	68, 677 kil.	250 kil.
Zolfuro ottenuto . .	23, 471 "	100 "
Carbon fossile . . .	15, 000 "	64 "
Calories	"	384, 000

Questa fusione ha esatto 240 giornate d'operai, ed ha consunto per 60 franchi di cilindri, attrezzi, ec.

Torrefazione del zolfuro d'antimonio.

2521. L'antimonio crudo così preparato, non è spesso

adoperato in questo stato all'estrazione del metallo; bisogna ancora con una torrefazione conveniente convertirlo in ossido. Questa torrefazione si eseguisce senza difficoltà in un forno a riverbero, purchè non si innalzi troppo la temperatura; in questo caso il zolfuro d'antimonio entrerebbe in fusione e la torrefazione diverrebbe assai imperfetta.

I forni di torrefazione pel zolfuro d'antimonio rassomigliano molto a quelli adoperati per la calcinazione del *salino*. Hanno due focolari laterali che vanuo a versare sull'ala la fiamma che producono. Questa attraversa il forno, esce dalla bocca e passa in un cammino munito di una grata che serve a ventilare nello stesso tempo il davanti del forno. Questa disposizione rassomiglia a quella dei forni da pane. Sarebbe giovevole di condurre i fumi in una camera di condensazione, affine di raccogliere lo zolfo e l'ossido trasportati dalla corrente d'aria.

Si opera sopra 100 o 150 kil. di zolfuro alla volta. Deve essere ridotto preventivamente in polvere granulare passata allo staccio. Si dà al principio un colpo di fuoco per innalzare la temperatura del forno, ma tosto che la superficie del letto dello zolfuro si imbianca e getta del fumo, si modera il fuoco e si mescola la materia col mezzo di un riavolo lunghissimo, sospeso ad una catena, per facilitarne il movimento. Non è necessario di portare il zolfuro a rosso.

A capo di dodici o di quindici ore la materia ha preso un colore cenerino; non manda quasi più fumo; si lascia cadere il fuoco, e si vuota il forno nel giorno successivo per ricominciare l'operazione.

Per tutta la durata della torrefazione si sviluppa dell'acido zolforoso, dell'ossido d'antimonio e spesso un poco d'acido arsenioso. Si vede quindi quanto importi di stabilire una buona ventilazione, perchè la salute degli operai non trovisi compromessa.

Siccome il zolfuro d'antimonio è sempre puro, così 100 parti d'antimonio crudo dovrebbero convertirsi in 86 parti di protossido d'antimonio, sviluppandosi lo zolfo allo stato di acido zolforoso. Nella pratica non se ne ottengono che 60 o 65 parti; una operazione condotta diligentemente, potrebbe dare 76 parti di zolfuro torrefatto.

Riduzione del metallo.

2522. Per ridurre il prodotto della torrefazione si fa uso di crogiuoli. Si mescolano insieme 65 parti di zolfuro

torrefatto ed 8 parti o 10 di carbone in polvere. Il carbone viene innaffiato con una forte soluzione di carbonato di soda. Si porta questo miscuglio nei crogiuoli incandescenti, e si mantiene ad un buon calor rosso, sino a che la fusione sia completa.

I crogiuoli sono posti nei forni a galera che possano contenerne sei o dodici, secondo l'importanza dell'officina. Quando la fusione è terminata, si ritrova nel crogiuolo il regolo d'antimonio ridotto ed una scoria formata di un doppio zolfuro d'antimonio e di sodio. L'aggiunta del carbonato di soda ha per oggetto di ridurre una parte del zolfuro d'antimonio, formando del zolfuro di sodio che si combina col resto del zolfuro d'antimonio in modo da riunirlo nella scoria.

Il metallo viene versato in pretelle di ferro, calde ed ingrassate. Questo prodotto non è puro e non acquisterebbe, col consolidarsi, lo stato cristallino che si desidera nel commercio. Bisogna rifonderlo con una parte di scorie precedenti ed una certa quantità di minerale torrefatto. Si producono delle nuove scorie e l'antimonio si trova depurato. Sembra che la prima scoria sia un zolfuro doppio, ma che la seconda sia un *rubine*. L'oggetto che si ha di mira, è senza dubbio di ossidare i metalli più ossidabili dell'antimonio che potrebbero trovarsi nel primo regolo. Tale sarebbe il ferro, il sodio che procedono il primo dal minerale, il secondo dal carbonato di soda adoperato.

Da 65 parti di zolfuro torrefatto si ricavano 45 parti di regolo nella prima fusione; la seconda riduce questa quantità a circa 42. In ultimo risaltamento da 100 parti di zolfuro d'antimonio, che dovrebbero fornire 73 di regolo, se ne ricava 40 o 44 circa. Una parte del metallo perduto trovasi volatilizzato o trasportato via; l'altra passa nella scoria.

Non si conosce il consumo del combustibile richiesto da questa operazione, ma io ho motivo di credere che non sia molto inferiore a quello richiesto per la fabbricazione dell'ottone nello stato attuale delle cose.

In luogo di un miscuglio di carbone e di carbonato di soda come flusso riduttivo, impiegavasi altre volte e si impiegava ancora in qualche officina il tartaro rosso. Si prendono allora due parti di zolfuro torrefatto ed una parte di tartaro rosso. La fusione esige maggiori cure, poichè la materia trovasi esposta a subbollire nel principio dell'operazione.

In tutti i casi le scorie note sotto il nome di *croco* sono versate nel commercio ed adoperate nella medicina veterinaria.

Il croco è un composto di zolfuro d'antimonio e di zolfuro alcalino; ma le sue proporzioni sono assai variabili. Il signor Berthier osserva che i fabbricanti hanno il costume di riunire tutti i frantumi di fabbricazione, ed anche le scopature degli stabilimenti, e di rifonderli per comporne una specie apparente di croco che contiene d'ordinario dei zolfuri alcalini, ma che non contiene zolfuro d'antimonio in molti casi, dietro i saggi che ne ha fatti.

2523. Gli antichi metallurgisti si erano assicurati che il ferro può decomporre il zolfuro d'antimonio. Da questa proprietà risulta un metodo di riduzione diretto che permette di estrarre l'antimonio senza ricorrere alla torrefazione, che è ad un tempo dispendiosa ed insalubre; ma siccome il ferro si combina facilmente coll'antimonio, così si ottiene dell'antimonio ferroso che si presta facilmente alla fabbricazione dei caratteri da stampa.

Verso l'anno 1788 si è tentato in Scozia, a Glendinning nella contea di Dumfries, di trattare il zolfuro d'antimonio col ferro; ma sembra che questo processo non sia riescito. Si può credere che il metallo così ottenuto non fosse di buona qualità, a causa della combinazione facile che ha luogo tra l'antimonio ed il ferro. Alcune indicazioni raccolte dal signor Berthier ci insegnano che in una officina di Vicuna, dipartimento dell'Iser, si è trattato egualmente l'antimonio zolfurato col ferro; ma non si è continuato questo trattamento sia a causa della qualità mediocre del regolo ottenuto, che a causa del poco smercio di questo metallo.

Il zolfuro d'antimonio decomponendosi col ferro, deve fornire del proto-zolfuro di ferro e dell'antimonio metallico. La dose delle materie è di molto interesse, poichè il ferro tende sempre ad unirsi all'antimonio quando venga posto in eccesso nel miscuglio. Bisogna dunque adoperare un atomo e mezzo di ferro per ogni atomo di zolfuro d'antimonio, oppure 1017 di ferro per 2216 di zolfuro, oppure anche 45 di ferro per 100 di zolfuro d'antimonio.

Ma è evidente che la tendenza del ferro e dell'antimonio a combinarsi esige che si prendano alcune precauzioni per garantirsi della formazione della lega di ferro e d'antimonio che ha fatto andar a male questo processo sino ad ora nella pratica in grande. Bisognerebbe

forse dividere l'operazione e preparare al principio dell'antimonio contenente dello zolfo, come quello che risulterebbe per esempio dalla riduzione di 100 parti di zolfuro sopra 36 o 40 parti di ferro soltanto. L'antimonio così ottenuto potrebbe essere depurato con diversi mezzi. L'azione degli agenti ossidanti produrrebbe effetto senza dubbio. Il migliore di tutti sarebbe probabilmente il silicato d'antimonio, vale a dire il *vetro d'antimonio*. È probabile che il ferro quando se ne trovasse nel metallo greggio, passerebbe allo stato di silicato, di protossido, e che lo zolfo allo stato di zolfuro d'antimonio entrerebbe pure nelle scorie. Si potrebbe anche fondere il metallo greggio col zolfuro d'antimonio torrefatto; il risultamento sarebbe identico e la scoria, vero vetro d'antimonio, potrebbe servire di nuovo.

Se si giungesse, col mezzo di questo trattamento, con una quantità di ferro minore della necessaria, ad ottenere dell'antimonio esente di ferro, ciò che sembra probabile, la seconda fusione potrebbe pure eseguirsi con tartaro greggio, oppure con carbone imbevuto di carbonato di soda, poichè allora si tratterebbe soltanto di decomporre il resto del zolfuro d'antimonio, ciò che non è difficile.

2524. Il signor Berthier ha studiato con diligenza l'azione del ferro sopra il zolfuro d'antimonio, e ne ha ricavati diversi processi che noi dobbiamo qui indicare.

Quando si fonde del zolfuro d'antimonio con del ferro solo, richiedesi un buon colpo di fuoco per fondere il zolfuro di ferro. Si può modificare vantaggiosamente questa reazione, come vedremo.

D'altra parte quando si fonde insieme un carbonato alcalino, del zolfuro d'antimonio e del carbone, si ottiene un bottone d'antimonio, un zolfuro doppio d'antimonio e del metallo alcalino e dell'ossido di carbonio che si sviluppa. La scoria è allora molto fluida. Aggiungendo del ferro, il zolfuro d'antimonio è decomposto e la scoria consta di un zolfuro doppio di ferro e del metallo alcalino; essa è ancora molto fluida. Tutto l'antimonio trovasi così ridotto. Il carbonato di potassa dà delle scorie più fluide del carbonato di soda. Ecco le dosi impiegate dal signor Berthier.

Zolfuro d'antimonio . .	100	100	100	100
Carbonato di soda anidro	50	10	100	zolf. di soda 10
Ferro	42	42	25	42
Carbone	5	1	10	2

Antimonio ottenuto . .	55	62	65	61
------------------------	----	----	----	----

Non si fa che una sola fusione; essa è rapidissima, senza rigonfiamento, e la scoria assai liquida si separa nettamente dal regolo d'antimonio. La seconda dose è evidentemente la più economica, quando si adopera del carbonato di soda, ma la quarta meriterebbe forse la preferenza, tanto più che se si studiasse l'operazione, delle modificazioni lievi fatte alle proporzioni potrebbero senza dubbio aumentare la rendita in metallo.

2525. Noi termineremo questa relazione sull'antimonio, coll'avvertire che il signor Lampadius ha proposto, per fondere l'antimonio crudo, preventivamente torrefatto, di impiegare un forno basso a manica. Questo apparato, chiuso con una porta nella sua parte superiore, verrebbe adoperato senza il sussidio di mantici; ma soltanto l'aria esterna potrebbe affluirvi per tre bucolari di pietra, ed uscire in seguito per un cammino che sormontasse l'apparecchio stesso.

In questo forno non si caricherebbe coll'antimonio crudo che del carbone di legna, e si eviterebbe pure l'aggiunta di un flusso dispendioso. Il metallo ridotto sarebbe ottenuto in un bacino inferiore di ricevimento.

Questo processo fornirebbe senza dubbio un regolo impuro, che bisognerebbe sottoporre ad una nuova fusione entro crogiuoli con tartaro gregio od altri fondenti alcalini e ridottivi. Le esperienze del signor Berthier, provando che il zolfuro d'antimonio viene decomposto dal carbone, dimostrano che questa fondita *cruda* potrebbe essere coronata di buon successo. Si sa d'altronde che l'idrogeno decompone anche il zolfuro d'antimonio, ed i combustibili adoperati ne fornirebbero sempre abbastanza per favorire potentemente la decomposizione.

Alcuni metallurgici hanno tentato il trattamento diretto del zolfuro d'antimonio naturale, senza depurazione preventiva, vale a dire senza passare per la prima operazione che dà l'*antimonio crudo* o il zolfuro puro. Non è probabile che questo processo possa ottenere un pieno successo. L'antimonio è un metallo difficile a trattarsi, poichè è abbastanza volatile, perchè se ne perda molto se si innalza di troppo la temperatura, quantunque non lo sia abbastanza perchè si possa estrarlo colla distillazione. Siccome la matrice del suo zolfuro è quarzosa, così bisognerebbe aggiungervi dei fondenti molto energici per formarne una scoria capace di fondere ad una temperatura abbastanza bassa, perchè il metallo non si volatilizzasse. Questi fondenti sarebbero la calce, l'ossido

di ferro, e specialmente gli alcali. Per riescire nell'intento bisognerebbe dunque torrefare il minerale greggio, e fonderlo in seguito con aggiunte di creta, di zolfato di soda e di carbone. Il basso prezzo del zolfato di soda permetterebbe forse di ottenere in tal modo dell'antimonio ad un prezzo vantaggioso. Si potrebbe combinare l'azione del ferro e quella dei fondenti, e con un miscuglio di creta, di carbone, di zolfato, di soda, di ferro, di minerale greggio si otterrebbe probabilmente dell'antimonio in regolo, un metallo impuro formato di zolfuro di ferro e di sodio ed una scoria vetrosa. Ma bisognerebbe sempre accrescere la dose dei fondenti, per evitare il bisogno di elevare troppo la temperatura, che renderebbe la perdita d'antimonio troppo considerevole.

In tutto ciò che precede si è veduto risultamenti di laboratorio più che l'espressione di ciò che ha luogo nelle officine, perchè le fabbriche di regolo poco numerose che trovansi ad Alais, Riom e Clermont sono in generale dirette con un segreto che non permette di conoscerne i processi. Questa circostanza ci spiega il perchè si trovi in arretrato un'industria senza dubbio poco importante, ma che avrebbe posto a profitto i progressi della chimica se si avesse potuto discutere sopra i suoi apparati e sopra i suoi metodi. Si conosce il prodotto di queste officine, ed i direttori confessano esservi una perdita del 33 per 100 sul regolo ed un consumo di combustibile molto al di là di quello che sarebbe necessario.

Il segreto che credono utile di conservare sui loro processi riguarda specialmente l'ultima operazione, che consiste nel disporre il regolo in pani offrenti alla loro superficie la stella prodotta dalla cristallizzazione del metallo che si osserva sempre. Quando l'antimonio è molto puro, e il suo raffreddamento ha luogo lentamente in un luogo tranquillissimo, la cristallizzazione è sempre assai bella. È difficile di presumere che la riunione di queste condizioni non basti per ottenere un carattere al quale il commercio attacca un certo valore, ma di cui i fabbricatori di regolo esagerano l'importanza.

La Francia fabbrica dei prodotti antimoniali non solo quanto basta al suo consumo, ma ne può anche esportare, come lo dimostra il seguente prospetto:

		Importazioni. Esportazioni.	
1820	antimonio crudo o regolo	970 kil	14. 760
1821	" "	12, 327 "	8. 519

TRATTAMENTO DEI MIN. DI ANTIMONIO. 141

1822	"	"	4, 212	"	14, 112
1823	"	"	2, 766	"	8, 474
1824	"	"	2, 055	"	40, 512
1825	"	"	24, 810	"	28, 964
1826	"	"	14, 849	"	19, 495
			61, 989		124, 836

CAPITOLO VIII.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI RAME.

Observations sur les mines de cuivre de Salzbourg, de la Carinthie et du Tyrol; Ann. de l'industrie, t. L, p. 113.

Sur le traitement métallurgique du cuivre pyriteux en usage aux mines de Chessy et Sainbel, del signor Gueniveau; Journal des mines, t. XX, p. 245.

Analyse de quelques minéraux et produits de la fonderie de Chessy, del signor Thibault. Annales des mines, 1 serie, t. V, p. 519.

Note sur le traitement du cuivre pyriteux a Sainbel, del signor Thibault. Annales des mines, 1 serie, t. XI, p. 255.

Préparation mécanique des minerais de cuivre en Cornouailles et en Devonshire, dei signori Dufrénoy ed Elia di Beaumont. Ann. des mines, 1 serie, t. X, p. 421.

Traitement du minerai de cuivre dans le sud du pays des Galles, dei signori Dufrénoy ed Elia di Beaumont. Ann. des mines, 1 serie, t. XI, p. 207.

Memoire sur le traitement métallurgique du cuivre carbonaté et du cuivre oxidé de Chessy, del signor Margerin. Ann. des mines, 2 serie, t. VII, p. 293.

Récherches sur le traitement des minerais de cuivre pauvres. Ann. des mines, 2 serie, t. I, p. 421.

Sur les minerais de cuivre du Cornouailles, dei signori Coste e Perdonnet. Ann. des mines, 2 serie, t. V, p. 3.

2526. Il rame metallico è stato sino dai primi tempi storici l'oggetto di un uso considerevole. Gli strumenti di guerra, gli attrezzi taglienti erano fabbricati dagli antichi con una lega di stagno e di rame, nota sotto il nome di bronzo. Questa applicazione venne abbandonata tosto che si introdusse l'uso del ferro e dell'acciaio; ma i bisogni della società attuale ne hanno fatto nascere

molti altri, che rendono il consumo del rame assai considerevole e lo mantengono ad un prezzo elevato, fondato sulla scarsità delle sue miniere e sulla difficoltà del loro trattamento.

È probabile che gli antichi abbiano trattato delle masse di rame nativo, almeno se ne trovano nelle miniere del nuovo continente. È possibile anche abbiano ottenuto dei minerali facili a trattarsi, le cui miniere sieno in oggi esaurite; poichè è difficile di non ammettere qualche circostanza di questa natura quando si rifletta alla quantità prodigiosa di rame che gli antichi possedevano, ed alle singolari difficoltà che nel trattamento delle sue miniere s'incontrano anche in oggi.

Se rimane qualche incertezza sull'epoca nella quale il ferro ha incominciato a divenire di un uso abituale, non è lo stesso a riguardo del rame. Mosè nel *Deuteronomio* parlando della terra promessa, indica le miniere di rame contenute nelle sue montagne come un oggetto capace di allettare il popolo ebreo: *de montibus ejus aeris metallà fodiuntur*. Nei monumenti egizii i più antichi trovansi delle figure di rame fuso. Omero cita il bronzo come il metallo adoperato nella fabbricazione delle armi all'epoca della guerra di Troia. Finalmente ci rimangono dai Greci e dai Romani molti monumenti, nei quali essi hanno adoperato le leghe di rame in quantità considerevole.

Ai giorni nostri, l'estrazione del rame è attivata in molti luoghi; essa fornisce circa 400.000 quintali ripartitamente, come dal seguente prospetto.

Inghilterra	200, 000
Russia	70, 000
Svezia	60, 000
Austria	60, 000
Sassonia	12, 600
Germania occidentale	10, 600
Norvegia	8, 000
Prussia	6, 400
Messico	4, 000
Francia	2, 500
Spagna	1, 300

Tot. 435. 400

Ai quali si dovrebbero aggiungere le quantità fornite dalle miniere del Giappone, della China, della Persia, dell'Arabia, e di diverse contrade sulle quali non si hanno indicazioni.

2527. Il valore dei prodotti, la cui fabbricazione è conosciuta, può variare da 60 agli 80 milioni di franchi, di cui l'Inghilterra riceve ad un di presso la metà. Si è in questo paese che la fabbricazione sembra avere raggiunto il maggior grado di sviluppo di precisione e di prosperità.

2528. I minerali di rame, suscettivi di trattamento per la loro abbondanza, sono il rame nativo, il rame ossidato, il deutossido di rame, il zolfuro di rame, e specialmente il zolfuro di rame e ferro, noto sotto il nome di pirite cuprea.

La pirite cuprea, combinazione naturale di zolfuro di rame e di zolfuro di ferro, è il minerale di rame il meno raro. La sua composizione, dedotta dalla formola $\text{Cu.S} + \text{F e S}^2$ oppure $\text{Cu S}^2 + \text{F e S}^2$ dà

Rame . .	34, 79
Ferro . .	29, 84
Zolfo . .	35, 37

100, 00

Il rame piritoso riscaldato in contatto dell'aria, si trasforma in acido zolfooso ed in un miscuglio di ossido di rame e di ossido rosso di ferro, come può facilmente prevedersi. Ciò che costituisce la difficoltà del suo trattamento si è da una parte la lentezza di questa torrefazione, e dall'altra la formazione di una lega di ferro e di rame, quando si tenta di ridurre gli ossidi mescolati.

Il rame piritoso incontrasi più particolarmente nei terreni primitivi come il gneiss ed il micascisto. Vi si trova qualche volta in filoni, più spesso in massa. Si conosce in diverse località, tra le quali indicheremo soltanto quelle di Saiubel presso Lione, di Fahlun in Svezia, di Cristiaua in Norvegia, ecc. Qualche volta incontrasi nei terreni intermediarii ed in questo caso è posto o negli schisti argillosi, o nella serpentina che alterna con questi schisti. Una parte delle miniere d'Inghilterra e le miniere del nuovo mondo trovansi in questo caso. Finalmente trovansi anche nei primi depositi dei terreni secondarii. La sua giacitura è allora o nel gres rosso o negli schisti bituminosi che contengono delle impronte di pesci, incrostate qualche volta di rame piritoso.

Il zolfuro sculpice di rame Cu S^2 trovasi in molte di queste località allo stato di miscuglio col precedente; ma non costituisce un trattamento particolare che nei monti Ural nella Siberia, dove non trovasi rame piritoso.

Aggiungiamo che in alcune di queste miniere incontrasi accidentalmente del rame metallico, del protossido e qualche volta del deutossido di rame, finalmente dei carbonati di rame; ma tutte queste combinazioni sono rare e di poca importanza nel trattamento attuale. Quando la loro quantità relativa aumenta, si trovano quasi sempre mescolati con zolfuri che esigono l'uso del metodo abituale d'estrazione. Si è dunque particolarmente sul modo di trattamento del rame piritoso che ci fermeremo. Esamineremo in seguito gli altri trattamenti in modo comparativo.

Le sostanze terrose che accompagnano le piriti cupree sono il più delle volte, silicee; ciò non ostante il deposito metallifero è mescolato qualche volta con argilla o con calce *aluata*. A queste sostanze, la cui riunione è costante, si deve aggiungere lo stagno ossidato e le piriti arsenicali che trovansi accidentalmente col rame; quantunque questi minerali metallici non siano chimicamente combinati, ciò non ostante è impossibile di separarli interamente colla preparazione meccanica.

Vedesi quindi che le parti costituenti del minerale preparato per la fusione sono: il rame, il ferro, lo zolfo, lo stagno e l'arsenico in alcuni casi, e le materie terrose.

Souvi dei minerali di rame più complicati tanto per la presenza del zolfuro di piombo, quanto per quella di diverse combinazioni d'antimonio. In generale, si giunge a spogliare il rame di questi metalli coll'operazione della raffinazione.

Finalmente, le miniere di rame sono qualche volta accompagnate di zolfuro d'argento. Allora sono sottoposte ad un trattamento consecutivo, che sarà descritto in un altro capitolo.

2529. La serie d'operazioni che subisce il minerale consta della preparazione meccanica eseguita nella miniera stessa, della torrefazione e della fusione che vi succedono. La preparazione meccanica è semplicissima. Si rompono i grossi pezzi colla mazza; e quando sono ridotti in pezzi del volume di un grosso nocciuolo al più, si mettono a parte se il minerale è sufficientemente ricco. Nel caso contrario, si cribbrano; ciò che rimane sul cribro viene scelto a mano; la parte che passa, cade in una corrente d'acqua, e si depone più o meno lungi nel bacino, a seconda della grossezza o della densità dei frammenti. **Rompendo** in tal modo successivamente i grossi pezzi e **sottoponendo** la polvere alla lavatura, si riesce ad estrarre

la maggior parte della pirite di rame; si mescolano i diversi prodotti in modo da ottenere una ricchezza media, ma è importante di osservare che l'eguaglianza nella ricchezza è affatto indipendente dalla natura e dalla proporzione dei diversi corpi contenuti nella matrice. Siccome la silice ha un'azione essenziale nel trattamento, così si cerca in ogni officina di formarsi delle regole pratiche nelle quali si possa aver fede. Per evitare delle variazioni troppo frequenti nelle dosi, si richiederebbero delle proporzioni ad un dipresso costanti nei diversi elementi del minerale, ciò che non si verifica; ma si giunge in Inghilterra a correggere le partite diverse l'una coll'altra con un processo semplice. I diversi minerali, al loro giungere dalla Cornovaglia e dagli altri paesi da cui si estraggono, vengono scaricati in recinti contigui alle officine, le diverse partite in istrati orizzontali, l'una sull'altra, in modo che avendo cura di levare parte dei diversi strati alla volta, si ha un miscuglio sensibilmente uniforme dei minerali da trattarsi.

Trattamento del rame piritoso.

2530. Prima di esporre partitamente i diversi processi posti in uso nel trattamento dei minerali di rame, non sarà inutile di darne la teorica. La descrizione circostanziata diverrà con ciò più facile e più intelligibile.

I minerali di rame vengono da prima sottoposti ad una torrefazione che ne cambia la natura. Una parte dello zolfo si converte in acido zolfoforoso; una parte sfugge in natura; finalmente si sviluppa dell'acido zolfoforico e si formano dei zolfati di rame e di ferro. L'arsenico soffre le stesse alterazioni. Si sviluppa in parte sotto forma di zolfuro d'arsenico o d'acido arsenioso; si converte in parte in arseniati. Il ferro ed il rame si ossidano parzialmente. Finalmente una parte della pirite sfugge all'azione dell'aria. Le sostanze terrose subiscono poca alterazione.

Si fonde in seguito il minerale torrefatto nell'aggiungervi una sostanza selciosa. Il carbone riduce l'ossido di rame il cui metallo si unisce coi zolfuri intatti per costituire un sotto zolfuro noto sotto il nome di *matte*. Le terre si vetrificano e la silice unendosi all'ossido di ferro, impedisce la sua riduzione. Bisogna che col minerale torrefatto, siavi abbastanza silice per formare del silicato di ferro, e non abbastanza per costituire del silicato di

rame. L'azione della silice è dunque della maggiore importanza per ciò che impedisce al ferro ossidato durante la torrefazione, di ridersi durante la fusione. Siccome il protossido di ferro è una base più forte del deutossido di rame, sino a tanto che non vi è eccesso di silice, tutto l'ossido di ferro passa nelle scorie e tutto l'ossido di rame si riduce ed abbandona il suo metallo che si riunisce nella *matte*. Le scorie e i residui si separano in virtù della loro densità; i residui più pesanti cadono al fondo del crogiuolo.

La *matte* così ottenuta contiene meno ferro e meno zolfo del minerale, ma contiene ancora del ferro e dello zolfo. Si sottopone ad una nuova torrefazione che forma del gas zolfoso, dei zolfati e degli ossidi di ferro e di rame. Si ripete questa torrefazione otto o dieci volte.

Colla fusione delle *mattes* così torrefatte, se ne ottiene in fine una che contiene così poco di ferro e di zolfo, che è un poco malleabile. Questo prodotto, noto sotto il nome di *rame nero*, è l'ultimo del primo periodo del trattamento.

Si sottopone in fine il rame nero ad una operazione particolare, nota sotto il nome di raffinazione. Questa lo converte in rame in verghe od in rosetta, che può essere adoperato per diversi usi cui il rame è destinato.

Il trattamento dei minerali di rame si divide dunque in tre epoche ben caratterizzate.

1.^a La torrefazione del minerale greggio che, a causa del volume variabile delle masse, si eseguisce spesso con metodi particolari; la fusione del minerale torrefatto, che per lo stesso motivo esige degli apparati speciali in diverse officine.

2.^a La torrefazione e le fusioni delle *mattes* che possono eseguirsi da per tutto nella stessa maniera, qualunque sia la ricchezza delle miniere, poichè le materie metalliche si sono concentrate sotto un volume che varia poco, e che è indipendente da questa ricchezza.

3.^a Finalmente la raffinazione del rame nero, che può ancora effettuarsi agli stessi processi in tutte le officine, salve alcune lievi modificazioni dipendenti dalla presenza di metalli accidentali contenuti qualche volta nel rame nero.

Torrefazione dei minerali di rame piritoso.

1531. Questa torrefazione si eseguisce o in mucchi, od in forni incassati, o in forni a riverbero. L'opera-

zione è più lunga nel primo caso, ma essa esige meno combustibile. È più rapida nei forni a riverbero, ma consuma maggior quantità di combustibile.

La torrefazione in mucchi è più particolarmente applicata ai minerali abbastanza carichi di pirite di ferro, perchè la loro combustione possa combinare una volta che il mucchio da torrefarsi è acceso. La torrefazione nel forno a riverbero è più opportuna per minerali ricchi in rame, ma poco carichi d'altronde di matrici combustibili.

La torrefazione incassata si applica ai minerali medii, e presenta dei risultamenti intermediarii tra quelli che risultano dagli altri due metodi.

La torrefazione dei minerali di rame non è un'operazione indispensabile. Sottoposti ad una semplice fusione, si dividono in due prodotti, i zolfuri metallici che formano una *matte*, e le terre che producono una scoria. Questo processo, noto sotto il nome di *fondita cruda*, è in uso in alcune officine.

Recentemente si è anche messo in dubbio l'utilità della torrefazione per minerali poveri, e specialmente per quelli che sono poco piritosi. Si è sperimentata comparativamente la fusione di questi minerali torrefatti, la fusione di quelli crudi, e la fusione di quelli crudi con aggiunta di pirite, e si è trovato che, in generale, la quantità di rame concentrato nella *matte* cresceva colla quantità di zolfo esistente nel minerale fuso. Non è impossibile che si giunga a modificare il trattamento in questo senso per tutti i minerali di rame.

Chechè ne sia, ecco la descrizione dei processi attualmente in uso.

Torrefazione in mucchi.

2532. Questa operazione è lunghissima, ma si opera sopra una così grande quantità di materia, che si ha per questo un compenso del tempo che esige. Non si trattano meno di cinque mila quintali di minerale ad un tempo.

Quando la pirite cuprea trovasi mescolata con una considerevole proporzione di ferro zolfoforato, si mette in uso con profitto la torrefazione in mucchi. Tale era il caso del trattamento che era in uso a Saintbel, presso Lione, sul minerale di Sourcieux. Esso è una pirite di ferro misto con una piccolissima quantità di pirite di rame. Esso contiene 4 o 4, 5 per 100 di rame, ciò che

è quasi la quantità la più limitata che una miniera utile a trattarsi possa contenere.

Questi mucchi di torrefazione si fanno all'aria libera ed allo scoperto. Si mette sul suolo una quantità sufficiente di minerale in polvere, derivante dalle torrefazioni precedenti, per formare una base di 30 piedi di lato, che si innalza ad 8 o 9 pollici. Dopo di avere battuto e livellata la superficie, vi si dispongono due letti di legna spaccata ben secca, in parte di legna di rovere ed in parte di legna bianca, su cui si mette ancora un terzo letto, formato di fascine che servono a ritenere il minerale.

La disposizione della legna che compone i due primi letti, deve essere fatta in modo da conservare nel mezzo di ogni faccia e da un angolo all'altro dei canali o spiragli di una larghezza un poco minore della lunghezza delle legne, vale a dire, ad un di presso di tre piedi, affinchè quelle dei bordi degli spiragli possano sostenerne altre al traverso. Questi canali si incrociano e comunicano tra loro, e forniscono l'aria necessaria alla combustione.

La base della torrefazione può farsi anche con una terra qualunque, quando si abbia cura di porre soltanto un piccolo strato di minerale sopra di essa.

In questa torrefazione, come in tutte le altre operazioni metallurgiche in cui si adopera la legna, è assai importante che essa sia secca. Quella che non è secca si abbrucia difficilmente, dà un fumo umido, quasi nessuna fiamma, dal che risulta un maggior consumo, e per conseguenza maggiore spesa.

Il vuoto che forma l'incrociatura degli spiragli, che passa pel centro del mucchio, è di circa tre piedi di lato, più o meno secondo la lunghezza delle legne. Si riempie con una o due corsi di carbone di legna, sino all'altezza di 12 a 15 pollici, e si stende il di più sopra ciascuno dei canali.

Su questo carbone e positivamente al centro, si pone un tubo verticale che serve di cammino, pel quale si mette il fuoco al mucchio da torrefarsi. Questo tubo, di un solo pezzo, è costruito con forti tavole. Ha sei pollici d'apertura ed otto piedi e mezzo di lunghezza; ciò che forma ad un di presso l'altezza di un mucchio di torrefazione atto a contenere cinque mila quintali di minerale. Si pongono nell'interno del tubo e trasversalmente dei piccoli pezzi di legno che servono di pilastri e che lo rendono più solido.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 149

Disposto il letto di legna, si carica il minerale scelto in pezzi più o meno grossi, ma di una grossezza che non ecceda quella di un pugno. Se ne guarnisce da prima tutta la superficie per facilitare la carica, che si incomincia sempre pel mezzo. Si dispone in seguito il minerale attorno al tubo, in modo eguale ed in quadrato, lasciando due piedi e mezzo in circa di sporto sopra ogni faccia. A misura che si eleva la massa, si diminuisce la larghezza dei lati, di modo che il mucchio di torrefazione forma una specie di piramide tronca, che si innalza diminuendosi sino alla sua sommità. Questa non deve avere che dieci piedi di lato quando la base ne ha trenta.

Quando si è terminato di caricare il mucchio di torrefazione, se ne ricoprono i quattro lati con minerale minuto od in polvere, principiando dallo spazio che si è lasciato sui bordi. Si innalza a poco a poco sino alla sommità. Si dà a questa copertura almeno dieci pollici di grossezza, qualche volta anche un piede, affine di chiudere tutti gl'interstizii e di forzare lo zolfo in vapori ad innalzarsi.

2533. Si mette allora il fuoco al mucchio di torrefazione gettando nel tubo alcuni carboni accesi, il fuoco al principio accende i tizzoni di cui venne riempito, in seguito ai carboni su cui riposa, e si comunica a poco a poco in tutta la sua estensione in forza della corrente d'aria che vi giunge dagli spiragli.

Dopo i due o tre primi giorni di fuoco, la legna è interamente consumata; ma siccome il tubo che serviva di cammino lo è di già sino dal primo giorno, così si riempie il vuoto che ha lasciato, con qualche massa di minerale grosso, che si getta nel centro. Tosto dopo si ricopre la sommità con minerale crudo ben lavato e cribrato in pezzi della grossezza di un nocciuolo; se ne mette uno strato di 8 a 9 pollici di grossezza. Si innalza la copertura dei lati sino a questa altezza, adoperando del minerale in polvere, ed alla sommità di ciascuno d'essi si forma un orlo di 3 a 4 pollici, che occorre spesso di rifare più volte durante la torrefazione.

Questa precauzione, quantunque necessaria, non è però così essenziale quanto quella di otturare con diligenza tutte le aperture o fessure che si formano, sia dai lati che al basso del mucchio; esse sono frequenti al principio per l'abbassamento che accade a misura che la legna si consuma. Importa di non lasciare altro passag-

gio al fumo che il vuoto che si trova tra i pezzi di minerale. Queste fessure ed aperture si chiudono col caricare del minerale minuto e col batterlo col dorso di un badile.

Il minerale minuto che si è posto sulla sommità del mucchio non tarda ad essere compenetrato dallo zolfo che si presenta sotto forma di un liquido nero, che si infiammerebbe ben tosto se ciò non venisse impedito. Tosto che lo zolfo è sparso su tutta la superficie, ciò che accade d'ordinario dopo i due o tre primi giorni, si ricopre con terra da miniera, procedente dalle antiche torrefazioni. Se ne mette uno strato di due pollici o due pollici e mezzo di grossezza al più, e si lavora tosto a formare dei buchi atti a riunire lo zolfo in fusione. A Goslar, solo dopo quindici giorni lo zolfo si sublima e appare alla superficie superiore, ciò che procede dalla specie di minerale che ha bisogno di un forte calore per abbandonarlo.

Si formano questi buchi con un pezzo di piombo di figura semisferica, attaccato ad un manico di legno. Vi si dà la forma di un cono rovesciato di 7 ad 8 pollici di profondità sopra 10 o 12 pollici di diametro.

Bastano 25 di questi buchi sopra un mucchio di torrefazione, che si rendono ad un di presso eguali, di cui si uniscono le pareti più che si può col far uso della stessa terra di miniera; si ha cura di ristaurarli quando vi si formano delle fessure.

Tosto che i buchi sono formati, lo zolfo vi si raccoglie sotto forma di un liquido spesso che si estrae due o tre volte al giorno. Si estrae con un cucchiaino di ferro, si versa in un secchio contenente dell'acqua; lo zolfo si rappiglia e col riunirsi prende la forma del secchio.

2534. Al tempo di Schlutter si otteneva nel Bas-Harz dello zolfo in stalattiti, che chiamavasi *zolfo vergine*, col lasciare un'apertura in una delle facce del mucchio dalla quale sgocciolava sotto diverse forme; ma questo metodo non è più in uso da molto tempo, poichè si è riconosciuto che soffrivansi delle perdite.

Un mucchio di torrefazione di questo genere, composto di cinque mila quintali, rimane in fuoco almeno dieci mesi; durante questo tempo, vi si raccoglie ogni giorno da venti a venticinque libbre di zolfo, l'uno col l'altro; qualche volta se ne produce assai di più, spesso assai meno, e qualche volta non se ne raccoglie. Queste variazioni dipendono dalla stagione, dai venti, e special-

mente dalle cure che usa l'operaio incaricato di dirigere la torrefazione.

Si è osservato a Goslar che le stagioni le più favorevoli per ottenere la maggior quantità di zolfo, erano la primavera e l'autunno, che i venti d'ouest e di nord-ouest vi erano contrarii; essi agiscono qualche volta così vivamente, che lo zolfo si abbrucia. Le forti piogge possono soffocare la torrefazione. Nel primo caso si sospende la combustione dello zolfo con minerale minuto che si sparge su tutta la superficie; e nell'ultimo bisogna aprire il mucchio da un lato per darvi aria ed eccitare il fuoco.

A Chessy al contrario, essendo ivi il clima assai più caldo, Jars ha osservato che il vento il più vantaggioso, per ottenere una maggior quantità di zolfo, è quello del nord quando l'aria è secca e fredda; ma le piogge sono egualmente contrarie quando esse sono continue; lo stesso deve dirsi dei grandi calori.

Per garantire il mucchio di torrefazione dai venti contrarii si può mettere dal lato dove spira, sui lembi della parte superiore, una o due tavole in coltello. Si potrebbe anche costruire al di sopra una specie di tetto per garantirlo dalle piogge. Ma questi mezzi, sperimentati da Jars, sono sembrati inutili, fatto confronto con una simile torrefazione eseguita senza di essi.

Una torrefazione di 5.000 quintali può rendere 50 quintali di zolfo greggio; ma non si deve contare su questa quantità, potendo il minerale essere più o meno zolfo-roso. Il prodotto non deve essere basato che sulla totalità di diverse torrefazioni, il cui risultamento medio sembra essere di 30 a 40 quintali.

Torrefazione incassata.

2535. Questo metodo, messo in uso spesso dagli antichi metallurgisti, non sembra abbastanza economico perchè si debba raccomandarne l'uso.

Si escava una fossa più o meno lunga, di cui il fondo e le pareti sono rivestite di mattoni. Il fondo ha una lieve inclinazione; la parte che deve formare la bocca del forno è posta più bassa del lato opposto verso il quale il fumo si dirige. Si innalzano sui fianchi e sul fondo del forno dei piccoli muri che servono ad aumentare la sua capacità. Finalmente si riservano nel muro del fondo delle aperture che dirigono il fumo nelle camere di condensazione, dove lo zolfo in vapori può deporsi.

Si dispone un letto di legna sul suolo, e si caricano superiormente dei grossi pezzi di minerale; si ricoprono questi di minerale medio, e si mette finalmente alla superficie un buono strato di minerale minuto per chiudere tutte le escite al fumo. L'ultimo strato è inumidito e battuto per darvi maggiore compattezza. All'occorrenza si otturano le screpolature che potrebbero formarvisi.

Si accende la legna dalla parte libera del forno. Il fumo attraversa il mucchio da torrefarsi, isfugge per le aperture riservate nel muro del fondo, passa nelle camere di condensazione e si distende finalmente nell'atmosfera pel cammino in cui metton capo le camere.

Si opera sopra 80 o 100 quintali alla volta; la torrefazione dura alcune settimane. Si raccoglie ad ogni operazione lo zolfo che trovasi nelle camere.

Questo metodo, al pari di quello di torrefazione in mucchio, potrebbe probabilmente cedere il luogo ad un processo più economico o più efficace. I minerali cui vengono applicati, non hanno bisogno che di essere portati all'ignizione; lo zolfo ed i metalli, abbruciandosi, sviluppano abbastanza calore perchè la torrefazione continui. Sembra quindi che col mezzo di un forno da calce continuo, la torrefazione potrebbe effettuarsi senza altra spesa di combustibile che quella necessaria per accendere la prime cariche.

Per verità la temperatura potrebbe innalzarsi di troppo, ciò che fonderebbe i zolfuri e produrrebbe delle *mattes*; ma col mezzo di aperture a diverse altezze, si potrebbe introdurre più o meno d'aria nel forno e modificare in tal modo la temperatura a piacere.

Torrefazione nel forno a riverbero.

2536. Il minerale che si tratta nelle officine di Swansea in Inghilterra, contiene da 8 ad 8, 5 per 100 di rame. La sua matrice contiene del fluoruro di calcio; è mescolato di piriti arsenicali o di alcuni arseniuri metallici. La proporzione d'arsenico vi è sufficiente perchè la torrefazione all'aria libera non possa effettuarsi senza pericolo. Questo motivo basterebbe per obbligare a valersi del forno a riverbero; ma sembra inoltre che la rapidità del lavoro abbia contribuito a farlo adottare. La torrefazione in mucchio sopra grandi masse renderebbe inattivo un capitale considerevole, che il metodo inglese non esige.

Le figure 1, 2, 3 della tavola 48 rappresentano il forno da torrefazione adoperato a Swansea.

Il piano del forno (fig. 3) presenta l'aia ed il focolare, che sono disposti come in tutti i forni a riverbero.

Questo forno riposa sopra una volta (fig. 1 e 2, *aa*) nella quale si fa cadere il minerale torrefatto; è interamente costruito di mattoni ed armato di ferri, come vedesi nell'elevazione fig. 1.

L'aia (fig. 2, *m* e fig. 3, *S*) presenta ad un di presso la forma di un'elisse troncata alle due estremità del suo grand'asse; essa è orizzontale, costrutta in mattoni infusibili posti in cotto; essa può disfarsi o ripararsi senza alterare la volta su cui riposa; ha dei buchi (*aaaa*, fig. 3) sul davanti di ogni porta; servono essi a far cadere il minerale torrefatto nella volta.

Le dimensioni dell'aia variano da 5^m 20 a 5^m 80, e da 4^m 30 a 4^m 09. Il focolare varia da 1^m 40 a 1^m 55 in un senso sopra o, 92 nell'altro. Il ponte del focolare che lo separa dall'aia del forno ha 0^m, 61 di grossezza (fig. 2 e 3, *r*).

Nell'officina del signor Vivian, il ponte è attraversato da un canale longitudinale (fig. 6, *aa'*), che è in comunicazione alle sue due estremità coll'aria esterna, e che la conduce sull'aia del forno per condotti *bbb*. Questa disposizione è molto vantaggiosa; essa mette continuamente il minerale in contatto con un'aria pura, che è assai migliore per la torrefazione di quella che ha attraversato il focolare.

La volta del forno si abbassa dal ponte del focolare sino al cammino (fig. 2, *vv*). La sua altezza al di sopra dell'aia è di 0^m, 65 al primo punto, e di 0^m, 20 a 0^m, 30 al secondo.

Questi forni hanno quattro o cinque porte; una per focolare (fig. 1, *p*), tre o quattro per lavoro; quando ve ne sono tre, due sono poste sopra una faccia longitudinale e la terza sull'altra. Nell'altro caso sonvi due porte sopra ogni lato, poste rimpetto le une alle altre; queste aperture hanno 0^m, 30 di lato; il loro contorno è di ghisa (fig. 1 e 2, *ttt*).

Il cammino è posto all'angolo del forno (fig. 3, *c*), ciò che esige che vi sia un tubo inclinato che la metta in comunicazione col forno. Può avere da 6^m, 50 ad 8^m di altezza.

Per caricare il minerale sonvi nella parte superiore della volta del forno due tramogge poste rimpetto alle

porte (fig. 1 e 2, TT); esse sono composte di quattro lastre di ferro sostenute da telai di ferro; hanno delle dimensioni corrispondenti al volume delle cariche.

Questi forni servono alla torrefazione del minerale ed alla torrefazione delle *mattes*. Qualche volta per la torrefazione delle *mattes* si fa uso di forni a due piani; in questo caso le loro dimensioni sono un poco minori di quelle dei forni ora descritti. Due porte corrispondono ad ogni aia, ed affinchè gli operai possano lavorare al piano superiore, si dispone un ponte mobile di legno sui lati del forno.

2537. Il minerale viene trasportato alla fonderia entro recipienti di legno, contenenti un quintale per ciascuno; gli operai incaricati della calcinazione portano il minerale nelle tramogge del forno da torrefazione, da cui cade sull'aia; lo distendono uniformemente sulla sua superficie col mezzo di un riavolo di ferro. La carica che si mette in questi forni è di 3,000 a 3,500 kil.

Si mette il fuoco e si aumenta gradatamente in modo che alla fine dell'operazione la temperatura sia così forte, che il minerale possa sopportarla senza fondersi e senza agglutinarsi. Per prevenire l'agglutinazione e per favorire la combustione dello zolfo si rinnovano le superficie rimescolando il minerale da ora in ora. A capo di dodici ore la torrefazione d'ordinario è terminata; si fa cadere il minerale nel ripostiglio che trovasi sotto l'aia del forno, col mezzo de' buchi che trovasi sul davanti delle porte. Quando il minerale è abbastanza freddo per essere messo, si estrae dal ripostiglio e lo si porta sul mucchio del minerale torrefatto.

Il minerale, in questa operazione, non varia sensibilmente di peso, avendo guadagnato in ossigeno presso a poco ciò che ha perduto in zolfo ed in arsenico. Se la torrefazione è stata ben eseguita, il minerale è in polvere nera. Questo colore è dovuto alla presenza degli ossidi di rame e di ferro. La quantità del ferro trasformato in ossido, in questa prima torrefazione, non è che poca quantità di quello contenuto nel minerale. Lo zolfo si è sviluppato allo stato di acido zolforoso.

Nel numero dei perfezionamenti economici recentemente introdotti nella fabbricazione del rame in Inghilterra, bisogna comprendere la migliore disposizione del forno da torrefazione, che facilitando l'entrata dell'aria pura rende più rapida questa operazione. Oltre a questi miglioramenti, si è procurato di introdurre altre, che

hanno per iscopo principale la salubrità degli stabilimenti o dei contorni.

2538. Nel trattamento dei minerali di rame la torrefazione dà origine a vapori tanto abbondanti da formare sulle officine una nube di fumo biancastro, che si scorge alla lontananza di più leghe. Questi fumi sono abbastanza nocivi, perchè la loro azione corrosiva distrugga la vegetazione a più centinaia di tese all'ingiro di ogni officina, e perchè la sua influenza deleteria sia sensibile anche assai più lungi. Questa azione deve essere egualmente assai nociva per gli animali, a giudicarne almeno dalla natura stessa delle sostanze volatilizzate. In fatti, oltre ai prodotti abituali della combustione del carbone, si deve trovare e si trova realmente nel fumo dei forni di torrefazione:

- 1.° Dell'acido zolfoso.
- 2.° Dell'acido zolforico.
- 3.° Dell'acido arsenioso.
- 4.° Dell'arsenico isfuggito alla combustione.
- 5.° Dei composti volatili di fluore.
- 6.° Delle sostanze solide trasportate dalla corrente di gas.

L'acido zolfoso e l'acido zolforico provengono dalla combustione dello zolfo della pirite di rame. La formazione dell'acido zolforico risulta senza dubbio dalla presenza dei vapori d'acqua, formati dalla combustione dell'idrogeno del combustibile. L'arsenico procedente dagli arseniuri misti nel minerale, passa in parte allo stato di vapori e si abbrucia in parte, dando origine all'acido arsenioso. Il fluoruro di calcio, contenuto nella matrice, deve essere decomposto dalla silice, e si trasforma in silicato di calce ed in fluoruro di silicio gassoso; si forma forse anche del fluoruro di arsenico che, agendo sull'acqua, si trasformerebbe in acido idrofluorico ed in acido arsenioso. Questa almeno è la sola maniera di spiegare la presenza dell'acido idrofluorico nei vapori, presenza che è stata verificata coll'azione corrosiva che essi esercitano sul vetro.

Queste specie di officine, avendo eccitato spesso dei riclami fondati, l'attenzione pubblica si diresse verso questo oggetto, e si aprì una sottoscrizione, il cui fondo fu destinato a ricompensare l'autore del miglior mezzo da adoperarsi per la distruzione completa di questi vapori, che in Inghilterra chiamansi *fumi di rame*.

Il signor John Vivian, che erasi di già occupato di questo oggetto, non tardò a raggiungere a questo ri-

guarlo un grado di perfezione che sarà difficile forse di sorpassare. Pose in uso il solo processo suscettivo di essere applicato con vantaggio in una circostanza in cui occorreva di agire ad un tempo sopra materie tanto diverse. Si è il loro assorbimento o la loro condensazione col contatto dell'acqua fredda.

2539. Ciò posto, l'apparato da stabilirsi è assai semplice, in quanto alla sua costruzione generale. Consiste in un lungo canale orizzontale, nel quale si versa dell'acqua in pioggia fina, e di cui una delle estremità riceve i vapori. L'altra termina in un cammino che comunica con un fornello a vento, al quale si può dare diverse applicazioni per utilizzarne il combustibile. Il signor Vivian ne ha fatto un forno da fusione.

Esaminiamo ora l'apparato più minutamente. Consiste esso di un largo canale attraversante tutta l'officina e prolungato in linea retta, al di fuori, ad una distanza di circa 92 metri. L'estremità comunica con un cammino di trenta metri di elevazione. Tra l'officina ed il cammino si trovano quattro camere di condensazione, in cui il fumo è messo in contatto coll'acqua. Il canale ascende leggermente, sino al punto in cui isbocca nella prima camera. Discende in seguito pure leggermente sino al grande cammino, affinchè l'acqua scorra nella direzione del fumo stesso, ciò che tende a favorire l'estrazione in luogo di contrariarla. Ogni camera è ricoperta da un solo bacino di rame (1), con dei fori, le cui bave sono rivolte al basso affine di favorire la formazione delle gocce d'acqua. Le lastre di rame che formano il bacino hanno una tale grossezza, che un quadrato di un piede di diametro pesa tre libbre. I buchi hanno un sesto di pollice di diametro. Sono fatti in linee diagonali, ad un dipresso distanti un pollice tra loro; un piede di superficie ne contiene circa duecentocinquanta. L'interno delle camere è diviso da tavolati verticali, che terminano alternativamente a qualche distanza dal muro, per lasciare il passaggio libero al fumo in modo che questo circoli orizzontalmente.

Dietro queste disposizioni si vede che il bacino essendo riempito d'acqua, questa cade in gocce nei buchi nell'intervallo delle tramezze; e che il fumo obbligato ad attraversare questa pioggia fina, abbandona la maggior

(1) Sembrami che sarebbe più economico di costruirli di piombo, e d'altronde non vedo quale inconveniente possa incontrarsi.

parte delle sostanze solubili o solide che contiene. Si trova in fatti che l'arsenico si depone in totalità nelle camere, in cui lo si vede galleggiare nell'acqua; che l'acido arsenioso è in parte deposto, in parte disciolto; che l'acido zolfurico ed i prodotti fluorici sono disciolti o decomposti; finalmente che l'acido zolfozioso, quantunque meno solubile, scompare quasi intieramente. In quanto alle sostanze trasportate dalla corrente d'aria, si depongono in fango nel fondo delle camere e del canale.

In ultimo risulamento, all'escire delle camere di condensazione, il fumo non ritiene più tra tutte queste sostanze nocive che una quantità d'acido zolfozioso, ridotto a $\frac{1}{38}$ di ciò che era prima. Si valuta a 5 per 100 all'escire del forno. Deve dunque rimanervene $\frac{13}{10,000}$ soltanto. Bisogna osservare inoltre che il fumo così depurato ascende più facilmente nell'aria, e per conseguenza si divide assai più prima di ricadere sui luoghi circostanti.

Tutti i tentativi fatti sopra altra base non hanno dato alcun risulamento soddisfacente. L'uso della calce in fanghiglia od in soluzione non ha avuto buon esito. Sarebbe stato d'altronde troppo dispendioso. Lo stesso deve dirsi del carbone incandescente, che avrebbe dovuto assorbire l'ossigeno degli acidi e mettere a nudo lo zolfo e l'arsenico.

Più d'una volta si è pensato di calcinare il minerale in vasi chiusi; ma lo zolfo ottenuto sarebbe lontano dal compensare la perdita di combustibile. Finalmente si è voluto trasformare l'acido zolfozioso in acido zolfurico, ma l'esperienza ha provato che la reazione tra questo gas e l'acido nitroso non aveva luogo, probabilmente a causa della grande quantità d'aria con cui è mescolato, e della rapidità della corrente.

È sorprendente che nel numero dei tentativi fatti a questo proposito, non si vede figurare l'uso dell'idrogeno zolfurato, o piuttosto quello dei zolfuri solubili. Il zolfuro di calcio, per esempio, che non sarebbe molto costoso preparandolo col gesso e col carbone, assorbirebbe meglio le ultime parti d'acido zolfozioso, passando allo stato di ipozolfito. Ben inteso che non si dovrebbe farne uso che quando l'acqua ayrebbe prodotto tutto il suo effetto.

Fusione del rame piritoso per mattes e rame nero.

2540. In certe officine il minerale di rame piritoso viene sottoposto ad una fusione immediata, che ha per oggetto di separarlo dalla sua matrice. I zolfuri e le materie terrose, fuse simultaneamente, si separano in ragione della differenza della loro densità. Il rame si concentra nei zolfuri, che sono sottoposti in seguito alla torrefazione, di cui si tratterà in seguito.

Nelle officine, nelle quali la fondita cruda non è adottata, e queste sono le più numerose, sottopongono il loro minerale torrefatto alla fusione, e ne ricavano pure dei zolfuri e delle scorie, ma i zolfuri sono meno carichi di zolfo.

Qualunque sia il processo che è seguito, i zolfuri che contengono rame, ferro e zolfo, astrazione fatta dai metalli accidentati, debbono essere sottoposti ad un trattamento destinato a convertire lo zolfo in acido zolfoso, il ferro in silicato di protossido ed il rame in metallo quasi puro.

A questo effetto si sottopongono i zolfuri alla torrefazione. Lo zolfo si converte in acido zolfoso, il ferro e il rame in ossidi. Fondendo il residuo di quella torrefazione con quarzo e carbone in proporzioni convenienti, si riduce l'ossido di rame e si converte il protossido di ferro in silicato neutro irriducibile col carbone.

Questi risultamenti si ottengono con diversi processi che noi esporremo succintamente.

Fusione per mattes, e rame nero al forno a manica.

2541. Nell'officina di Saint-Bel, il minerale torrefatto è sottoposto alla fusione in un forno a manica di 1^m, 70 di altezza, sopra 0^m, 96 di profondità, e di 0^m, 55 di larghezza. L'aria è fornita da due mantici piramidali.

Si aggiunge al minerale del quarzo per scorificare l'ossido di ferro ed impedirgli di ridursi. Si sostituisce con vantaggio al quarzo il minerale di Chesy che contiene circa 50 o 60 per 100 di sabbia silicea, e 18 a 15 per 100 di rame metallico, si ottiene con questo mezzo della *matte* più ricca.

Per facilitare la fusione si aggiunge circa 50 per 100 di scorie, precedenti da fusioni anteriori. Queste scorie contengono una grandissima quantità di ossido di ferro

combinato alla silice, e soltanto delle tracce di rame. Esse sono generalmente assai fluide, e non divengono pastose che quando si aggiunge una troppo grande quantità di quarzo o di minerale quarzoso. Quando il quarzo manca sono troppo fluidi, le cariche discendono troppo precipitosamente; la *matte* si mescola in parte nelle scorie in cui forma dei piccoli nodi di color grigio chiaro, ciò che i fonditori esprimono col dire che le *mattes* rifioriscono. In causa dell'assenza della silice, l'ossido di ferro si riduce e forma dei depositi che si attaccano al fondo del forno, e che imbarazzano il suo andamento. I fonditori dicono allora che le scorie sono troppo secche.

Se al contrario il quarzo è troppo abbondante, rende il miscuglio più refrattario, le scorie divengono molto pastose, le cariche discendono lentamente, l'ossido di ferro, troppo a lungo in contatto col carbone, si riduce in parte e si formano, come nel primo caso, dei bottoni di ferro nel fondo del forno. Si consuma allora assai più di *coke* per fondere la stessa quantità di minerale che nel primo caso; gli operai dicono allora che le scorie sono troppo *grasse*.

Si è detto l'aspetto delle scorie che colano costantemente sul davanti del forno, che il maestro fonditore giudica delle proporzioni le più convenienti di minerale torrefatto, di quarzo e di scorie per ottenere una buona fusione. Con la scorta del *becco* giudica della proporzione di combustibile da adoperarsi relativamente alla materia da fondersi. Se il *becco* è troppo corto, la temperatura è troppo elevata; il fonditore carica in questo caso maggior quantità di minerale per la stessa quantità di combustibile; fa il contrario se il *becco* è troppo lungo. La sua lunghezza deve essere ordinariamente di 4 a 6 pollici.

Ogni forno fonde d'ordinario 2,500 a 3,00 kil. in 24 ore. Non si cola generalmente che una sola volta in questo intervallo: dopo la colata i fonditori nettano con attrezzi di ferro il fondo del forno, e levano via, per quanto si può, il ferro ridotto che vi si è depositato affine di rendere più libero il passaggio della *matte* e delle scorie. Quantunque questa operazione sia reputata tutti i giorni, e che si dia molta attenzione di aggiungere la quantità di materie quarzose la più conveniente per la scorificazione dell'ossido di ferro, se ne riduce sempre una buona quantità, ed il fondo, o suolo del forno si innalza talmente, a capo di 11 a 12 giorni, che se si

continuasse, il deposito raggiungerebbe ben tosto il *becco*. Si deve allora sospendere la fusione e vuotare il forno per nettarlo e ripararne l'interno.

2542. La *matte* procedente da questa fusione, colata in pani rotondi, viene rotta in piccoli frammenti della grossezza di un uovo, e sottoposti a dieci torrefazioni successive, entro recipienti chiusi da tre lati da muri.

Non si fa uso che di fascine nei cinque primi fuochi, e nei cinque ultimi si adoprano fascine e legna di rovere. Ogni torrefazione costa 14,000 kil. di *matte* ordinaria, cui si aggiunge un quinto fuoco, la *matte* ricca procedente dalla fusione della torrefazione precedente.

Dopo di aver ricevuto dieci fuochi, la *matte* è fusa negli stessi forni a manica che servono alla fusione del minerale torrefatto, con aggiunta di scorie della stessa fusione e di un poco di quarzo.

Si fa passare a questa stessa fusione il rame delle casse di cementazione, le schiume dei forni di raffinazione ec. Si ottiene del rame nero, della *matte* ricca, contenente 50 o 55 per 100 di rame e delle scorie che fanno passare alla fusione successiva.

2543. Il signor Gueniveau ha fatto l'analisi delle scorie risultanti dalla fusione della miniera torrefatta e di quelle che risultano dalla fusione delle *matte* torrefatte. Quelle che procedono dalla fusione del minerale torrefatto contengono:

Silice	31	35
Protossido di ferro	67	41
Ossido di zinco	2	3
Barite	0	12
Allumina	0	4
Calce	0	3
Magnesia	0	2

100 100

L'analisi della prima di queste scorie, si confonde con quella di una scorie di fucina, di cui presenta d'altronde tutti i caratteri.

La seconda possiede una composizione più complicata. La barite che essa contiene procede dal zolfato di barite contenuta nel quarzo adoperato. Siccome poteva aspettarsi, la silice si è unita alla barite e l'acido zolforico decomposto dal carbone, ha ceduto il suo zolfo alla *matte*. Queste variazioni nella composizione delle scorie dipendono specialmente dalle variazioni di composizione delle materie quarzose adoperate come fondenti.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 161

Se è vero che l'aggiunta dello zolfo sia utile pel trattamento dei minerali poveri, si potrebbe in difetto di pirite di ferro, mescolare al minerale crudo, nella *fondita cruda*, del gesso o del zolfato di barite che, come, si vede, fornirebbe della calce o della barite alle scorie e dello zolfo alla *matte*.

La fusione delle *mattes* torrefatte operandosi con aggiunta di scorie delle prime fusioni e di quarzo, è facile di prevedere che la natura delle seconde scorie deve differire di poco da quelle delle prime. Ecco la loro composizione:

Silice	22	oppure Silice	22
Prot. di ferro	90	Prot. di ferro	54
Calce	3	Calce	3
Zolfo	3	Zolfuro di ferro qua-	
		dribasico	23

118

102

Questa scoria era senza dubbio accidentalmente mescolata con *matte*, poichè essa conteneva evidentemente del ferro non ossidato ed unito allo zolfo, poichè essa si discioglieva negli acidi deboli, con effervescenza di idrogeno puzzolente.

Checchè ne sia, la presenza di una grande quantità di silicato di protossido di ferro, forma ancora il carattere dominante della scoria, e vi si trova l'indicazione precisa dell'azione della silice in questo trattamento.

Il signor Gueniveau ha dato pel primo, dietro le analisi che precedono, la vera teorica di un trattamento dei minerali di rame. Questa teorica può ricevere delle modificazioni parziali, poichè le materie adoperate offrono spesso de' miscugli che complicano la natura dei prodotti. Ma è fuori di dubbio che il trattamento di un minerale piritoso puro, colla sola aggiunta della silice, sarebbe possibile ed anche facile, coll'uniformarsi alla teorica che prescrive di dosare le materie in modo da produrre del silicato neutro al protossido di ferro, lasciando il rame libero.

Fusione al forno a riverbero per matte e rame nero.

2543. Il metodo in uso in Inghilterra, differisce essenzialmente dal precedente, per ciò che le *mattes* ottenute vi sono sottoposte a torrefazioni ed a fusioni alternative, e non già come nel caso precedente, ad una serie di torrefazioni terminate da una sola fusione.

La torrefazione delle *mattes* si eseguisce nel forno che si è già descritto per la torrefazione del minerale. La loro fusione si eseguisce in un forno particolare rappresentato nella tav. 48, fig. 4 e 5.

L'aia è di forma ellissoide, ma le sue dimensioni sono più piccole che nel forno di torrefazione. La sua lunghezza non eccede 3^m, 37 a 3^m, 42, e la sua larghezza varia da 2^m, 30 a 2^m, 45.

Il punto del focolare *r r* è un muro di mattoni di 0^m, 61 di grossezza. Il focolare *n n* è più grande proporzionalmente che nei forni di torrefazione, le dimensioni essendo di 1^m, 07 a 1^m, 22 di lunghezza, sopra 0^m, 92 a 1^m, 07 di larghezza. Si dà al focolare questa proporzione perchè è necessario di produrre una elevata temperatura per fondere il minerale. Per lo stesso motivo, questi forni non hanno che un piccol numero di aperture. D'ordinario non ve ne sono che tre; una pel cammino *p*; una seconda sul lato, *h* che è quasi sempre chiusa; non serve che nel caso in cui si voglia levar fuori delle materie attaccate sull'aia, o quando si vuole entrare nel forno per ripararlo; finalmente la terza porta posta sul davanti del forno, al di sotto del cammino *z*, è chiamata *porta di lavoro*; si è per questa apertura che si estraggono le scorie, che si agitano le materie fuse, ec.

L'aia è fatta di sabbia infusibile; è leggermente inclinata verso la porta del lato, per facilitare l'uscita delle *mattes*; al di sotto di questa porta evvi nella parete del forno un buco destinato a far colare la *matte*. Un canale di ferro, *oo*, la conduce in una fossa *P*, al cui fondo evvi un recipiente di ghisa, che può innalzarsi col mezzo di una *grua*. La fossa è ripiena d'acqua; la *matte* cadendovi si divide in grani, che si riuniscono nel recipiente. Questi forni sono sormontati da una tramoggia.

2544. Qualche volta i forni di fusione sono nello stesso tempo forni di torrefazione; ve ne sono presso Swansea che servono a questo doppio uso; sono composti di tre piani. Il piano inferiore è destinato alla fusione del minerale torrefatto, i due altri alla torrefazione. Il calore essendo meno forte sull'aia superiore, il minerale vi si essica ed incomincia a torrefarsi; operazione che si compie nel secondo piano. Alcuni buchi quadrati, fatti nelle aie superiori, le mettono in comunicazione tra loro e coll'aia inferiore; questi buchi vengono chiusi durante l'operazione col mezzo di una lastra di latta che si può

levare a piacere. Le aie superiori sono fatte di mattoni; esse sono orizzontali al loro piano superiore e leggermente a volta al di sotto; la loro grossezza è quella di due mattoni, 0^m, 30; le loro dimensioni sono maggiori di quelle dell'aia inferiore; esse si prolungano al di sopra dal focolare. Ai piani destinati per la torrefazione il forno ha due porte in uno dei lati. Nel piano inferiore ve ne sono due, ma disposte diversamente; la prima sul davanti del forno serve ad estrarre le scorie, a rimiscolare il metallo, ec., e l'altra sul lato è destinata a ristaurare il forno; si è al di sotto di questa porta che evvi il bnc della colata; comunica col mezzo di un canale di ghisa, con una fossa ripiena d'acqua.

Le dimensioni di questo forno in larghezza ed in lunghezza sono sensibilmente le stesse di quelle del forno di fusione descritte qui sopra; l'altezza è presso a poco di 4 metri. Si carica col mezzo di due tramogge.

2546. D'ordinario questo secondo periodo di lavoro si divide in diverse operazioni, che noi indicheremo sommariamente.

- 1.° Fusione del minerale torrefatto, ciò che dà una prima *matte* e delle scorie;
- 2.° Torrefazione della prima *matte*;
- 3.° Fusione di questa *matte* torrefatta; ciò che dà una seconda *matte* e delle nuove scorie;
- 4.° Torrefazione della seconda *matte*;
- 5.° Fusione della seconda *matte* torrefatta; ciò che dà del rame nero ed una terza varietà di scorie;
- 6.° Arrostitura del rame nero; operazione che lo prepara per la raffinazione.

Nell'officina del signor Vivian si ottiene il rame nero più rapidamente. La seconda fusione lo fornisce come a Sainbel, ma una sola torrefazione basta per la *matte*, mentre a Sainbel se ne fanno dieci.

Ecco alcune particolarità su queste operazioni.

1. Il minerale torrefatto viene dato ai fonditori entro misure della capacità di un quintale; lo versano nelle tramogge; e dopo che è caduto sull'aia, lo spargono su di essa uniformemente; abbassano la porta e la lutano.

Si aggiungono ad un di presso due quintali di scorie provenienti dalla fusione della *matte* torrefatta. Lo scopo di questa aggiunta è non solo di estrarre il rame che possono contenere queste scorie, ma ancora di aumentare la fusibilità del miscuglio. Qualche volta anche, quando la composizione del minerale lo esige, si ag-

giunge della calce, della sabbia e del fluoruro di calcio. Si fa uso spesso di quest'ultimo fondente.

Caricato il forno si mette il fuoco, e la sola cura del fonditore sta nel mantenere la temperatura in modo da avere una fusione perfetta. Quando questa è ottenuta, si innalza la porta, si rimescola la massa liquida per completare la separazione della *matte* e delle scorie, come anche per impedire alle materie fuse di attaccarsi all'aia. Quando la fusione è completa, il fonditore fa escire le scorie dalla porta anteriore, ritirandole con un riavolo. Allorchè la *matte* è così sbarazzata dalle scorie, si mette una seconda carica di minerale torrefatto per aumentare il bagno delle *matte*; si eseguisce la fusione di questa seconda carica come quella della prima. Si fanno in tal modo delle nuove cariche di minerale torrefatto, sino a che la *matte* riunita sull'aia del forno giunga al livello della porta, ciò che accade d'ordinario dopo la terza carica. Si apre allora il buco della colata, la *matte* passa nella fossa piena d'acqua dove essa si granula per la sua immersione. Essa si riunisce nel recipiente che occupa il fondo della fossa. La *matte* in granaglia è di color grigio d'acciaio. La sua frattura è compatta ed il suo splendore metallico.

Le scorie contengono spesso delle granaglie metalliche; si rompono e si scelgono con diligenza. Tutte le parti che contengono qualche particella di *matte* sono rifuse in una operazione accessoria. Le scorie che non contengono granaglie di rame sono rigettate; qualche volta esse sono modellate in mattoni assai grossi all'escire del forno; in questo caso vengono adoperate nelle costruzioni. Queste scorie sono nere, ed il quarzo che non si è fuso vi dà un'apparenza porfiritica.

Esse contengono:

Silice	59, 0
Protossido di ferro	26, 0
Ossido di rame	1, 0
Ossido di stagno	0, 7

86, 7

Questa analisi incompleta dimostra però che la teorica del signor Guenivcau si applica al trattamento inglese. Essa fa vedere che questo eccesso di silice delle scorie, poichè una parte del quarzo non entra in fusione, determina la formazione di una certa quantità di silicato di rame, che una dosatura più esatta farebbe evitare. Que-

ste scorie debbono contenere della calce, poichè si adopera del fluoruro di calcio come fondente.

Quando si è raccolto dalla fusione precedente una sufficiente quantità di scorie contenenti delle granaglie, si fondono separatamente. Questa operazione sembra avere esclusivamente per iscopo di separare le granaglie dalle scorie, nelle quali trovansi mescolate. Essa dà una *matte* analoga a quella che si è ottenuta nella prima fusione, e delle scorie che sono rigettate. Queste scorie sono vischiose e tenaci; ciò non ostante il rame se ne separa con facilità.

La *matte* granulata che procede dalla prima fusione, contiene d'ordinario 33 per 100 di rame; essa è quindi quattro volte più ricca del minerale, e la sua *matte* è conseguentemente diminuita nella stessa proporzione. Come all'ordinario essa contiene del rame, del ferro e dello zolfo.

Nell'operazione che si è descritta si cerca di fare un miscuglio fusibile delle terre e degli ossidi in modo che la *matte* di rame possa, in ragione del suo maggior peso specifico, discendere alla parte inferiore, e si separa esattamente dalle scorie. Si raggiunge questo scopo nella maggior parte dei casi, col mezzo delle scorie che fanno parte della carica; esse sono quasi intieramente composte di silicato di ferro. Quando i minerali sono assai difficili a fondersi, si aggiunge alla carica, ad un di presso, 50 kil. di fluoruro di calcio; ma bisogna fare questa aggiunta con precauzione per non aumentare troppo la massa delle scorie, e specialmente per evitare gli inconvenienti che nascerebbero da un eccesso di calce. È a presumersi che, per la calce che può produrre il fluoruro di calcio si metterebbe l'ossido di ferro in libertà e si determinerebbe la sua riduzione. Le *matte* resterebbero più ferrose e per conseguenza meno fusibili.

Il lavoro in questa prima fusione cammina giorno e notte. Si fanno passare d'ordinario cinque cariche in ventiquattro ore. Quando tutte le circostanze sono favorevoli, vale a dire quando il minerale è fusibile, il carbone è di prima qualità, ed il forno è in buono stato, si fanno anche sei cariche al giorno. La carica in minerale è di 1522 kil., di modo che un forno di fusione corrisponde ad un di presso ad un forno di torrefazione, dando quest'ultimo 7000 kil. di minerale torrefatto ogni ventiquattro ore.

II. La *matte* che risulta dall'operazione precedente ha bisogno di una nuova torrefazione, che ossida il ferro e

che converte lo zolfo in gas zolfoso. Questa torrefazione è più facile ad eseguirsi della prima, perchè la *matte* è spogliata dalle sostanze terrose che la garantivano dall'azione dell'aria. Questa torrefazione si eseguisce nello stesso forno e nella stessa maniera di quella del minerale. Si rimescola continuamente la *matte*, per esporre tutte le sue superficie all'azione dell'aria calda, e per impedire la sua agglutinazione. L'operazione dura ventiquattro ore; nelle sette prime il fuoco deve essere moderatissimo, perchè la *matte* possiede ancora la sua fusibilità primitiva; ma a misura che lo zolfo si converte in gas zolfoso ed i metalli in ossidi, la fusibilità della materia diminuisce, essa può sostenere un calore più forte, ed in conseguenza viene aumentato gradatamente sino alla fine della torrefazione. La carica è come nella prima torrefazione di 3045 a 3521 kil.

III. Terminata questa torrefazione si fonde di nuovo la materia, aggiungendo delle scorie delle ultime operazioni, assai ricche in ossido di rame, ed alcuni frammenti di aia che ne sono egualmente impregnati. Le proporzioni di queste sostanze variano secondo la qualità della massa torrefatta. In questa seconda fusione l'ossido di rame contenuto nelle scorie, è ridotto dallo zolfo rimanente nella *matte* torrefatta. Una parte dello zolfo passa allo stato di acido zolfoso, mentre l'altra forma un zolfuro col rame divenuto libero. D'ordinario la *matte* contiene una quantità sufficiente di zolfo per ridurre completamente l'ossido di rame; nel caso contrario, ciò che accade se la torrefazione della *matte* è stata spinta troppo oltre, si aggiunge una piccola quantità di *matte* non torrefatta, che, fornendo dello zolfo, facilita la conversione dell'ossido di rame contenuto nelle scorie, ne zolfura il rame incapace di rimanere in combinazione con essa, ed è attissima al contrario a combinarsi colla nuova *matte*.

Si estraggono con un riavolo le scorie per la porta anteriore. Esse hanno un forte peso specifico; sono brillanti, di splendor metallico assai cristallino, ed offrono nelle cavità dei cristalli analoghi al pirosseno; si rompono facilmente ed i frammenti ne sono assai acuti. Non contiene grani metallici nell'interno; ma accade spesso, a causa della poca grossezza dello strato che formano, che trasportino seco un poco di metallo.

Queste scorie debbono constare essenzialmente di silicato neutro di protossido di ferro; ma, a causa del rame

che hanno trasportato meccanicamente, si sottopongono ad una nuova fusione. Siccome fu già indicato parlando della fusione del minerale torrefatto, esse vengono fuse in generale con esso. Ciò non ostante, in alcuni casi, se ne fa una fusione particolare.

La *matte*, che si ottiene in questa seconda fusione, è colata nell'acqua, come la prima, o modellata in *salmoni*, secondo il modo di trattamento che si vuole fargli subire. È di un grigio chiaro, compatta ed azzurrognola alla superficie.

Si raccoglie questa *matte* in granaglie, quando deve essere torrefatta di nuovo, ed in *salmoni* quando deve subire immediatamente l'operazione dell'arrostitura.

La sua ricchezza è di circa 60 per 100 di rame.

Questa seconda fusione dura da cinque a sei ore. La carica è di 1015 kil.

Quando le scorie che produce la fusione precedente sono sottoposte ad una fusione particolare, si mescolano con carbon fossile in polvere, o con altre sostanze carbonose. Il rame, il ferro ed alcune tracce di altri metalli si dissidano e danno una lega bianca e fragile. Le scorie che procedono da questa fusione particolare vengono in parte adoperate nella prima fusione del minerale torrefatto, ed in parte rigettate. Sono cristalline, ed offrono spesso nelle cavità dei cristalli di silicato di ferro. Esse hanno uno splendor metallico, e si rompono in frammenti assai acuti.

La lega bianca viene rifiuta, indi riunita a quella prodotta dalla seconda fusione.

IV. La *matte* che risulta dalla seconda fusione viene sottoposta alla torrefazione, nella stessa maniera della prima *matte*. L'operazione dura 24 ore; la carica è d'ordinario di 3045 kilog.

V. La seconda *matte* torrefatta viene sottoposta ad una fusione, che è condotta come quella della prima *matte*. Il rame nero che produce contiene da 70 ad 80 per 100 di rame; viene colata in verghe per subire l'operazione dell'arrostitura.

Le scorie sono ricche di rame: vengono aggiunte alla fusione delle *matte* torrefatte.

Nell'officina del signor Vivian fu soppressa la quarta e la quinta operazione. La seconda *matte* viene colata in *salmoni*, per essere immediatamente sottoposta all'arrostitura. La disposizione del canale *aa'*, fig. 7, che conduce una corrente d'aria continua sull'*aia* del forno,

accelera e facilita la torrefazione della *matte*. Questo importante miglioramento ha permesso di semplificare il trattamento, diminuendo il numero delle torrefazioni.

Tra i vantaggi che offre il sistema di trattamento seguito in Inghilterra, importa di notare la buona connessione e la celerità delle operazioni, che permettono di evitare di tenere impiegati grandi capitali. È probabile che l'analisi delle *mattes* e delle scorie fosse fatta con cura, e che i miscugli fossero studiati meglio nella loro composizione, questa parte del lavoro lascerebbe poco a desiderare e dovrebbe essere generalmente adottata.

Del resto, siccome si ha sempre di mira di convertire lo zolfo in gas zolfoso, ed il ferro in silicato neutro, così ogni intraprenditore deve studiare le sue materie, per dosarle in modo conforme a questo scopo.

Trattamento degli ossidi e dei carbonati di rame.

2546. Si è trovato a Chessy presso Lione del protossido, del deutossido e dei carbonati di rame, che in ragione del loro colore hanno ricevuto il nome di miniera rossa, miniera nera, miniera azzurra. Queste sostanze vi sono state sottoposte ad un metodo di trattamento, che il signor Thibaud, e specialmente il signor Margerin, hanno fatto conoscere minutamente. Esse danno immediatamente del rame nero.

Ecco la composizione della miniera rossa in schlich.

	Ricca.	Povera.
Protossido di rame . . .	86	45
Perossido di ferro	4	20
Gres ed argille	5	30
Acqua	4	5
	99	100

Ecco la composizione della miniera azzurra:

	Ricca di frattura e di lavatura.	Ricca di cribro.	Povera di frattura.	Povera di cribro.
Deutossido di rame . .	45	42	30	25
Ossido di ferro	1	4	2	5
Gres ed argilla	30	30	52	55
Acido carbonico ed acqua	23	22	15	14
	99	98	99	99

Questi minerali vengono fusi senza preparazione in un forno a manica, riscaldato col coke. Doveva attendersi che lo zolfo contenuto nel coke si unisse al rame,

e in fatti si ottiene un metallo carico di zolfo da un minerale che non ne contiene la più piccola traccia. Per evitare la conversione del rame in silicato di una difficile riduzione, si aggiunge della calce, che serve ad un tempo a scorificare la silice ed a prevenire la produzione del silicato di rame.

2547. Il forno a manica (tav. 49, fig. 6) consta di un edificio di muro armato di traversi di ferro e di una camicia di gneiss che si rinnova ad ogni campagna. Quando la camicia è nuova, ha la forma di un parallelepipedo rettangolare di 1^m, 80 di altezza, 1°, 60 di larghezza e 1^m, 00 di profondità; ma a capo di alcuni giorni di lavoro si forma, in conseguenza delle erosioni delle pareti, un ventre, la cui capacità si accresce progressivamente e la cui sezione principale orizzontale è posta un poco al di sopra del bucolare, e si lascia rappresentare presso a poco da un elisse.

Le due facce laterali e quella del fondo vanno dall'aia allo sbocco si inclinano in seguito sino all'incontro del massiccio e vanno a riunirsi al cammino. La faccia anteriore, che è di mattoni refrattarii, si termina al basso all'altezza del bucolare ed in alto a quella dello sbocco. Vi è dunque al di sotto dello sbocco una tramoggia aperta davanti, che è comoda per far le cariche. Questa tramoggia ha al di sopra un cammino.

Si osserva sul davanti del forno una piattaforma inclinata, costrutta di argilla fortemente compressa. Un bacino scavato in questa piattaforma va ad unirsi all'aia ed alle pareti della camicia e forma un vero bacino prima del focolare. Le sue pareti sono di brasca ordinaria. Al fondo del bacino trovasi un buco di colata, dal quale parte il canale di colata che va a rendersi nel bacino di ricevimento.

Il vento è fornito da due mantici.

Le diverse specie di minerali vengono mescolate insieme in modo da ottenere una ricchezza media, ad un di presso costante, di 27 centesimi. Si aggiunge al minerale un quinto del suo peso di calce viva. Finalmente si aggiungono ancora delle scorie in quantità molto variabili, ma circa la metà del peso del minerale.

Il miscuglio viene caricato alternativamente col coke. Ogni carica consta di 90 kil. di miscuglio e di 70 kil. di coke. Si fa una carica all'ora quando il forno è ben avviato.

A misura che il metallo e le scorie si fondono, si

raccoglie nel bacino sopradetto, da cui si levano le scorie a misura che esse si consolidano in focacce. A capo di dodici ore il bacino trovasi ripieno di metallo e si procede alla colata, come all'ordinario. Il metallo giunge nel bacino di ricevimento, e non tarda a coprirsi di scorie che ha trasportate seco e che vanno a nuotare alla superficie. Si raffreddano queste scorie col gettarvi sopra un poco d'acqua e si levano via. Si innaffia in seguito la superficie del bagno metallico in modo da consolidare uno strato non molto grosso che si solleva con un'asta e che si estrae dolcemente fuori del bagno. Continuando questa operazione, tutto il metallo trovasi convertito in dischi di una grossezza di 2 a 3 centimetri.

Ogni colata rende 350 kil. di metallo, oppure 700 kil. al giorno quando il forno è ben avviato.

Si rifa ogni settimana il bacino prima del focolare.

2548. I prodotti di questa operazione sono: le scorie ordinarie, le scorie del bacino di ricevimento, il rame nero, le *cudmte* che si depongono nel cammino.

Le scorie si dividon in tre varietà; azzurre, nere e rosse. Ecco la loro composizione.

	Scorie azzurre	nere	rosse
Silice	55, 0	56, 0	58, 6
Allumina	7, 0	9, 0	5, 0
Calce	24, 6	27, 0	16, 0
Protossido di ferro . .	11, 9	7, 0	12, 6
Deutossido di rame . .	0, 5	0, 7	0, 0
Protossido di rame . .	0, 0	0, 0	6, 6

99, 0 99, 7 98, 8

Le scorie azzurre essendo le più povere in rame, bisogna considerarle come quelle che meglio conviene di produrre. Le scorie nere e specialmente le rosse, indicano, colla loro comparsa, degli sconcerti nell'andamento del forno. Le scorie nere si formano sotto l'influenza di un eccesso di calce. L'ossido di ferro diviene libero, e si vedono apparire alcuni grumi di ferro che imbarazzano il forno. Si è specialmente questo l'inconveniente che rende la produzione delle scorie nere pernicioso, poichè del resto esse si formano in circostanze che tendono a garantire dalla scorificazione del rame.

Lo scorie rosse contengono del silicato di protossido di rame in quantità più o meno considerevole. Queste scorie debbono essere diligentemente evitate. Esse si formano evidentemente quando la carica manca di calce.

Ma non è questa la sola causa che possa produrle; esse possono pure aver origine, quando la temperatura del forno è troppo elevata.

Si deve ritenere che quando la carica è ben dosata, si produce al principio e sempre delle scorie rosse. Ma a misura che il carbone reagisce su di esse, il rame vi è estratto e si convertono in iscorie azzurre. Queste poi si trasformano in iscorie nere, se la carica è troppo ricca di calce. La formazione delle scorie rosse che ha sempre luogo, dai primi momenti della fusione, spiega il perchè queste scorie giungano nel crogiuolo prima della loro riduzione completa. Una dosatura esatta, ed una temperatura ben regolata mantengono il buono stato delle scorie. Del resto, se accade qualche sconcerto a questo riguardo, si corregge sia col modificare le cariche, sia col diminuire il vento.

2549. Noi abbiamo detto che il rame raccolto nel bacio di ricevimento vi si copre di una scoria che si leva via al principio. Questa contiene:

Silice	30, 5
Protossido di ferro	55, 5
Zolfo	2, 3
Ferro	1, 8
Rame	4, 4
Sabbia	0, 5

95, 0

Questa scoria diversifica tanto dalle precedenti, per l'assenza della calce, che vi è motivo di credere che essa risulti dall'azione dell'aria sul metallo e di quella dell'ossido di ferro che ne proviene, sul quarzo della brasca del crogiuolo. Prende dunque origine durante il soggiorno del metallo nel bacio di ricevimento.

2550. Finalmente il rame nero che risulta da questa operazione, varia molto nella sua composizione. Quando le scorie sono nere, il rame nero è più carico di ferro, e può contenere allora 7 od 8 centesimi di metallo. In una stessa colata si osservano ancora delle differenze; essendo il rame più denso dei metalli che l'accompagnano, si riunisce al fondo del bacio di ricevimento in maggior proporzione, in modo che gli ultimi paili sono più ricchi dei primi.

Ecco la composizione di un rame nero formato nello stesso tempo delle scorie azzurre. Si è presa la media dei dischi di più strati medii.

Rame	89, 3
Ferro	6, 5
Protossido di ferro . .	2, 4
Silice	1, 3
Zolfo	0, 34

99, 84

Finalmente le *cadmie* che si depongono sulle pareti dei cammini sono formate di ossido di rame, di ossido di zinco, di zolfo e di sabbia trasportata. Esse contengono 60 per 100 di rame. Si raccolgono queste *cadmie* e si rifondono come minerale.

Il signor Margerin, cui si deve questa descrizione e queste analisi, osserva con ragione che questo genere di minerale sarebbe suscettivo, col maggior vantaggio, di essere trattato nel forno a riverbero riscaldato col carbon fossile. Il minerale verrebbe facilmente ridotto dall'aggiunta di un poco di polvere di carbone di legna. Si aggiungerebbe della calce, un poco di scorie durante la fusione stessa, e si otterrebbe facilmente un rame esente di zolfo e quasi affatto privo di ferro.

2551. Il deutossido di rame sarebbe suscettivo di un trattamento analogo, se venisse trovato isolato; ma sino ad ora, non si è mai presentato sotto questa forma.

Si è trattato a Chesy per alcuni anni, sotto lo stesso nome di *miniera nera*, un minerale, di cui il signor Thibaud ed il signor Berthier hanno fatto conoscere la composizione. È formato di:

Minerale ricco.			Minerale medio.
Deutossido di rame	12, 00	14, 0	12, 67
Rame piritoso . . .	56, 35	46, 1	20, 15
Pirite di ferro . . .	25, 01	36, 3	8, 94
Zolfato di barite . .	2, 60	0, 0	28, 80
Perossido di ferro . .	0, 0	3, 0	9, 22
Perdita	4, 04	0, 6	0, 20
100, 00			100, 00
			Calce 0, 20
			Silice 9, 60
			Allum. 1, 60
			Acqua ed acido
			carb. 4, 00
			Perdita 4, 82

100, 00

Si fondeva questo minerale, senza alcuna preparazione, al forno a manica, aggiungendovi soltanto mezza parte di scoria risultante dalla fusione precedente, e mezza

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 173

parte di scorie prodotte dalla fusione del minerale carbonato. Queste ultime ricche di calce e di allumina, rendevano la fusione più facile e più regolare.

Si ottenevano in tal modo delle *mattes* che venivano torrefatte quattro o cinque volte, e trattate come quelle che procedevano dalle piriti cupree. Bisogna concepire in fatti che durante la fusione, il zolfuro di ferro e l'ossido di rame si decomponivano, dando origine a dell'ossido di ferro che si combinava colla silice delle scorie ed a del zolfuro di rame che passava nelle *mattes*. Si troverebbe forse del vantaggio nel zolfurare il rame prima della fusione, con un colpo di fuoco capace di trasformare la pirite di ferro in protozolfuro; lo zolfo divenuto libero darebbe, coll'agire sull'ossido di rame, del gas zolfoso e del zolfuro di rame, che non sarebbe più attaccabile dalla silice.

Ecco l'analisi delle scorie risultanti dalla fusione della miniera nera di Chessy.

	Thibault.	Berthier.	Thibault.
Silice	54, 8	53, 6	54, 6
Barite	22, 4	19, 4	20, 3
Calce	2, 6	11, 0	6, 2
Magnesia	2, 9	3, 4	0, 0
Protossido di ferro . .	16, 4	3, 2	18, 9
Protossido di rame. . .	1, 2	0, 2	Tracce
Allumina	0, 0	8, 4	Tracce
	100, 0	99, 2	100, 0

Confrontando l'analisi del minerale con quella delle scorie, si vede che il zolfato di barite, decomposto dal carbone, ha prodotto del zolfuro di bario, che, reagendo sull'ossido di ferro, lo ha trasformato in sotto-zolfuro; la barite rigenerata a spese dell'ossigeno di quest'ossido si combina colla silice. Il perossido di rame è evidentemente decomposto dello zolfo in eccesso delle piriti, e dà del zolfuro, mentre il suo ossigeno si combina col carbone. Tutto il problema si riduce dunque a fornire alla fusione una quantità conveniente di basi potenti, per escludere dai silicati il protossido di rame. La presenza del zolfato di barite, che in parte fa questa funzione, ha l'inconveniente di aumentare la proporzione del sotto-zolfuro di ferro nelle *mattes*; ma questo risultamento sembra difficile ad evitarsi.

Arrostitura del rame nero.

2552. Questa operazione si eseguisce nelle officine inglesi; non sembra essere stato posto in uso altrove.

L'arrostitura è un'operazione semplicissima, poichè consiste nel riscaldare la *matte* od il rame nero ad un colore rosso senza fonderlo, ed a mantenerlo a lungo a questa temperatura, esponendolo all'azione di una corrente d'aria. Quando si presume che siasi ottenuto l'effetto che si desidera, si innalza la temperatura, e si fa entrare la materia in fusione. Il rame che si fonde trovavasi sbarazzato da una parte dello zolfo e del ferro che conteneva.

Bisogna considerare l'arrostitura come una vera cementazione. Lo strato superficiale dei salmoni di rame nero trovandosi esposto all'azione dell'aria, si copre di uno strato di ossido di ferro e di ossido di rame, mentre lo zolfo si converte in acido zolforoso. Questo strato di ossido cede a poco a poco, per via di cementazione, il suo ossigeno allo zolfo ed al ferro che sono contenuti negli strati interni e li converte in gas zolforoso ed in ossido di ferro. L'aria giungendo continuamente, riproduce la crosta superficiale d'ossido, e l'operazione continua senza interruzione sinchè si fornisce dell'aria al forno.

Questi effetti di cementazione si manifestano con evidenza per le enfiagioni che presenta il metallo, e che procedono evidentemente dal gas zolforoso che ha preso origine nel mezzo della *matte*. Da ciò procede quella tessitura porosa, e specialmente quelle bolle che fanno dare al rame che ha subita l'operazione dell'arrostitura il nome di *rame bolloso*.

Non si vede bene qual vantaggio possa avere l'operazione dell'arrostitura sull'operazione abituale della raffinazione, che consiste nel riscaldare il rame in fusione in contatto dell'aria. Salvo lo stato di fusione, gli effetti chimici sono gli stessi. Nell'arrostitura le materie possono essere divise, ed offrono in tal modo maggior superficie all'aria. Nella raffinazione il rame è fuso, e per conseguenza la superficie si rinnova continuamente.

La *matte* adoperata contiene 60 per 100 di rame.

La prima arrostitura lo porta a 70 id.

La seconda id. a 75 od 80 id.

La terza id. a 85 id.

La quarta id. a 90 id.

Si pretende che questo metodo sia più lungo e più costoso, ma che dia un rame più puro.

D'ordinario si fa una sola arrostitura, ma allora si eseguisce sopra un prodotto che contiene 70 od 80 per 100 di rame.

2553. I forni adoperati in questa operazione sono in generale analoghi a quelli della torrefazione; ma nell'officina del signor Vivian, i forni hanno quella particolare costruzione, che ha per iscopo di introdurre una corrente d'aria continua sul metallo, in modo da facilitare la sua ossidazione.

L'ammissione dell'aria ha luogo pel canale formato nel mezzo del ponte del focolare (fig. 6, *aa'*) nel senso della sua lunghezza; comunica coll'aria esterna per le due estremità *a* ed *a'*; dei buchi quadrati *b*, formati ad angolo dritto al canale, introducono l'aria nel forno.

Questa costruzione semplicissima produce un effetto potente nell'operazione dell'arrostitura. Non solo favorisce l'ossidazione dei metalli, ma ha inoltre il vantaggio di abbruciare il fumo e lo zolfo procedente dal carbon fossile. Tenendo freddo il ponte, dà al forno una temperatura più uniforme.

La durata dell'arrostitura varia da dodici a ventiquattro ore, secondo il grado di purezza del rame greggio. La temperatura deve essere graduata, affinchè l'ossidazione abbia tempo di effettuarsi, e che le reazioni lente della cementazione che si vuole produrre possano aver luogo. La fusione del metallo compie l'operazione.

La carica varia da 1269 a 1522 kilog. Il metallo ottenuto è colato nelle forme di sabbia. È coperto di bolle nere, come l'acciaio di cementazione: ciò che gli ha fatto dare il nome di *rame bolloso*. Nell'interno di questi salmoni il rame presenta una tessitura porosa occasionata dall'ebollizione che producono i gas che sfuggono durante il versamento nelle forme.

Trovaudosi allora il rame quasi intieramente privo di zolfo e di ferro, e delle altre sostanze col quale era unito, è atto ad essere raffinato. Trovasi veramente ricondotto allora allo stato di ciò che chiamasi rame nero nelle officine del continente. Le sostanze che gli Inglesi sottopongono all'operazione dell'arrostitura sarebbero piuttosto considerate come vere *matte* nelle altre officine.

Questa operazione dà alcune scorie; esse sono pesantissime, e contengono una grande quantità di ossido di rame, e spesso anche del rame metallico. Esse vengono rifiuse.

Raffinazione del rame nero.

2555. Il rame nero ottenuto colle precedenti operazioni sia che sia stato sottoposto all'arrostitura, sia che sia stato ridotto direttamente ad uno stato di sufficiente purezza, non dovrebbe esigere che dei trattamenti semplici per giungere allo stato di rame commerciabile. In fatti non contiene più che una piccola quantità di zolfo e di ferro, e qualche volta delle tracce di piombo e di antimonio. Lo zolfo può esser convertito in acido zolfoforoso con una torrefazione moderata; il ferro, il piombo e l'antimonio possono essere ossidati e scorificati col mezzo di un poco di quarzo e di scorie quarzose. Questo lavoro che concorda colle idee generali che servono a spiegare tutti i trattamenti metallurgici del rame, non offrirebbe cosa alcuna di particolare.

Ma sembra che siansi riunite tutte le circostanze per fare il trattamento del rame, il lavoro il più complicato possibile. Non si tratta soltanto di ottenere del rame puro; bisogna anche, in certi casi, ottenere del rame impregnato di protossido di rame, che aumenta il suo colore. La presenza di questo protossido di rame è una garanzia di purezza, che fa ricercare questa varietà di rame. Vi si dà una forma particolare e si conosce sotto il nome di rosetta.

Oltre a questa modificazione arbitraria di raffinazione, questa operazione presenta degli accidenti notabili che richiedono un attento esame.

Per raggiungere più sicuramente le ultime tracce di ferro e di zolfo, si deve oltrepassare la raffinazione, vale a dire si giunge ad ossidare una parte dello stesso rame. Il protossido che si forma si discioglie nel metallo e vi dà dell'agrezza. Per fargli riprendere la sua malleabilità, si mette in contatto con carbone o con legna e si riduce in tal modo il protossido di rame. Il metallo divien puro e malleabile, quando il contatto col carbone non sia troppo prolungato. Nel caso contrario, il rame ridivien agro, probabilmente col combinarsi con qualche traccia di carbone. È allora necessario di far intervenire l'azione dell'aria. Queste operazioni delicate si eseguiscano con maggiore o minore mistero nelle diverse officine e con variazioni che non cangiano l'essenza del processo.

Nell'operazione di raffinazione lo zolfo si trova quasi per intero convertito in gas zolfoforoso; i metalli passano

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 177

nelle scorie. Si acquisterà un'idea della natura di queste ultime, gettando un'occhiata sulle analisi seguenti del signor Berthier, che ha sottoposto all'esame le scorie di un grande numero di raffinerie di rame.

	Scorie precedenti della Siberia	Scorie d'Imphi; rame del Pera
Silice	25, 4	35, 0
Protossido di piombo	48, 2	0, 0
Protossido di rame	16, 0	3, 0
Protossido di ferro	3, 8	52, 2
Protossido di manganese	1, 7	0, 8
Allumina	2, 2	4, 4

97, 2

95, 4

Nelle analisi seguenti non si sono dosati che i metalli i più riducibili. Sono rapportati a 100 parti di scorie.

	Scorie d'Imphi; rame di Russia	Scorie di Liegi rame di Norvegia	Scorie di Fromelane
Rame	34, 3	10, 5	20, 4
Piombo	1, 2	8, 0	35, 8
Antimonio	0, 4	8, 0	0, 0

35, 9

26, 5

56, 2

Tal che si vede che nella raffinazione i metalli che deturpano il rame vengono ossidati e convertiti in silicati.

Descriveremo ora la raffinazione pel rame in verghe, ed indi quella per rame in rosetta.

Raffinazione del rame ordinario.

2556. Per addurne un esempio di questa raffinazione e per completare la storia del trattamento dei minerali di rame in Inghilterra, descriveremo la raffinazione che si eseguisce nelle officine di Swansea. Questa operazione vi si eseguisce coi forni a riverbero.

In questi forni, l'inclinazione dell'aia, ha luogo verso la porta del davanti, da cui si cava il metallo fuso con tazze. L'aia è fatta di sabbia; la volta del forno di raffinazione deve essere più forte di quella del forno di fusione; la sua altezza varia tra 0^m, 80 ed 1^m. Se la volta fosse troppo bassa, potrebbe formarsi alla superficie del metallo uno strato d'ossido che nuocerebbe alla qualità del rame. D'altronde quando si colasse il metallo, la sua superficie si rappiglierebbe e si screpolerebbe; il rame fuso, innalzato dal gas si spargerebbe alla parte superiore; questo accidente fa dire che il rame

sale. Siccome il rame è allora difficile a laminarsi, così è necessario di farvi subire una nuova raffinazione aggiungendovi del piombo; questo è ad un di presso il solo caso in cui l'aggiunta del piombo sia utile.

La porta del fianco è lunghissima; essa è chiusa col mezzo di un contrappeso. Questa porta essendo quasi sempre aperta durante la raffinazione, il calore è più forte sul davanti del forno.

2557. Quando si vuol procedere alla raffinazione, si caricano i salmoni di rame nero sull'aia del forno per la porta del fianco. Si incomincia il lavoro dando un calore moderato per ultimare l'arrostitura o l'ossidazione nel caso in cui questa operazione non fosse stata spinta abbastanza oltre. Si aumenta il fuoco a poco a poco in modo che a capo a sei ore il rame incomincia a colarsi. Quando tutto il metallo è fuso ed il calore è abbastanza forte, l'operaio innalza la porta davanti ed estrae con un riavolo la piccola quantità di scorie che ricoprono il bagno di rame. Esse sono rosse, lamellose, molto pesanti e contengono molto protossido di rame.

Il raffinatore prende allora un saggio con un piccolo cucchiaino e lo rompe in una morsa per vedere lo stato del rame. Dietro l'aspetto del saggio, e del bagno, e dietro lo stato del fuoco, egli giudica dell'intensità dell'ossidazione e della quantità di legna e di carbone di legna che si deve aggiungere per rendere il rame malleabile, sbarazzandolo del protossido di rame, di cui si è impregnato.

Il rame è in questo momento secco e fragile, e di color rosso carico che si avvicina alla porpora; la sua grana è grossa, poco serrata, e poco cristallina.

Si ricopre la superficie del bagno metallico con carbone di legna e si rimescola con una pertica di betulla. I gas che sfuggono dal legno producono una viva effervescenza. Si aggiunge di tempo in tempo del carbone di legna in modo che la superficie del metallo ne sia sempre coperta, e si rimescola continuamente colla pertica, sino a che la riduzione del protossido di rame sia terminata; se ne assicura con saggi successivi del rame. La grana del rame diviene di più in più fina, il suo colore si schiarisce gradatamente. Quando la grana è sommamente fina, ed i saggi tagliati a metà o rotti hanno una frattura setosa ed il rame è di un bel rosso chiaro; si considera l'operazione come terminata. Si accerta anche della purezza della grana, col provare la sua malleabilità

sopra una piccola verga che si cola a questo effetto di tempo in tempo. Quando il rame è consolidato ma ancora rosso si martella. Se è dolce sotto il martello, se non si rompe agli orli, la raffinazione è considerata come perfetta e si procede a modellarlo. Si cava allora il rame dal forno con un grande cucchiaino di ferro coperto di argilla, e si versa nelle forme.

La durata totale della raffinazione è di venti ore. Nelle sei prime il metallo si riscalda e subisce una specie di arrostitura; a capo di questo tempo si fonde. Così rimane quattro ore prima di raggiungere il punto in cui incomincia la riduzione del protossido, vale a dire il rimiscolamento colla pertica; quest'ultima parte della operazione dura circa quattr'ore. Finalmente richiedonsi sei ore per modellare il metallo e lasciar raffreddare il forno.

La carica di rame nel forno di raffinazione varia da 3000 a 5000 kil.

Quando il rame presenta delle difficoltà alla raffinazione, vi si aggiungono alcune libbre di piombo. Questo metallo, per la facilità colla quale si scorifica, aiuta l'ossidazione del ferro e degli altri metalli che possono rimanere nel rame. Il piombo deve essere aggiunto immediatamente dopo che si è sbarazzato il bagno dalle prime scorie. Si deve agitare in seguito continuamente il rame, per esporre la maggior superficie possibile all'aria, affine di produrre l'intera ossidazione del piombo, poichè la più piccola quantità di questo metallo in lega col rame gli impedisce di scoprirsi, quando viene laminato, vale a dire che la scaglia d'ossido non si stacca nettamente dalla superficie delle foglie.

2559. La raffinazione del rame è una operazione delicata, che esige da parte degli operai una gran cura, e molta attenzione per mantenere il metallo in uno stato di duttilità. Quando la riduzione del protossido di rame è terminata, bisogna ancora usare grande attenzione per mantenere il rame in buono stato. La superficie del bagno deve essere interamente coperta di carbone di legna; senza di questa precauzione si produrrebbe una nuova quantità di protossido, durante il tempo alquanto lungo, richiesto dalla modellatura: quando accade questo accidente si deve rimiscolare di nuovo il metallo colla pertica di legno.

L'uso troppo prolungato della pertica di legno dà origine ad un altro accidente molto rimarchevole. Il rame diviene più fragile di quando era impregnato di

protossido di rame. Il suo colore è allora di un rosso giallastro assai splendido, e la sua frattura è fibrosa. Quando questa circostanza si presenta, ciò che gli operai chiamano: *oltrepassare la raffinazione*, il raffinatore leva via il carbone di legna che copre la superficie del metallo ed apre la porta di fianco per esporre il rame all'azione dell'aria; questo riprende tosto il suo stato di malleabilità.

Il signor Giovanni Vivian spiega in modo soddisfacente tutti questi fenomeni. Al principio della raffinazione bisogna riscaldare il rame in contatto dell'aria, per ossidare lo zolfo, il ferro, il piombo, ec. Per maggiore certezza si è anche costretti di sforzare questo effetto e di ossidare una parte dello stesso rame. Si deve allora considerare il bagno metallico come rame puro combinato con una piccola porzione di ossigeno, o piuttosto come rame deturpato da una certa quantità di protossido disseminato nella massa. Questa porzione di ossigeno è espulsa dall'azione dissossidante della legna e del carbone, che rende allora il metallo malleabile. Quando la raffinazione è *oltrepassata*, sembra che il rame sia combinato con una piccola porzione di carbone. Laonde al pari del ferro il rame sarebbe fragile combinato coll'ossigeno o col carbone e non diverrebbe malleabile che quando fosse interamente liberato da queste due sostanze.

Si osserva che il rame carico d'ossido esercita un'azione fortissima sul ferro. Gli attrezzi adoperati per rimescolare il metallo liquido divengono assai lucidi come quelli di cui si fa uso nelle fucine da maniscalco.

Il ferro di questi attrezzi si consuma più rapidamente di quando il rame è divenuto malleabile. Si crede di aver osservato anche che il rame in questo stato mette maggior tempo a consolidarsi, di quando è puro.

Quando il punto della raffinazione è stato oltrepassato, vale a dire quando il metallo pel contatto prolungato del carbone ha potuto combinarsi con lui, si osserva che la superficie del rame si ossida più difficilmente, che essa è più brillante del solito, e riflette vivamente i mattoni della volta del forno.

Questi fatti sono d'accordo colle congetture del signor Giovanni Vivian, ma essi sono fenomeni delicati, sui quali non si può gettar qualche luce se non con esperienze diligenti.

2560. Il rame, secondo gli usi pei quali è destinato viene versato nel commercio sotto diverse forme. Quello

che deve essere adoperato per la fabbricazione dell'ottone è granulato; sotto questo stato presenta maggiore superficie all'azione dello zinco o della calamina, e vi si combina più facilmente. Per operare questa granulazione, si versa il metallo in un grande cucchiaino con fori, posto al di sopra di un tino pieno d'acqua. L'acqua deve essere calda o fredda secondo la forma che si vuol dare alla grana. Quando l'acqua è calda, si ottengono dei grani tondi, analoghi ai pallini da caccia. Il rame, in questo stato, chiamasi *rame in grana* o *dragées*. Quando il rame cade nell'acqua fredda continuamente rinnovata, i grani sono irregolari, sottili e ramificati, e si ha il *rame in piuma*. Il rame in grana è quello che si adopera per la fabbricazione dell'ottone.

Si riduce anche nelle officine inglesi il rame in verga del peso di circa sei oncie; esso è destinato per le Indie orientali, ed è noto in commercio sotto il nome di *rame del Giappone*. Tosto che questi piccoli regoli sono consolidati, si gettano ancora roventi nell'acqua fredda. Tale immersione sospende l'ossidazione che l'aria incomincia a produrre. Il passaggio rapido del rame caldo nell'aria, ossida dunque leggermente la superficie del regolo; e vi dà il colore di un bel rosso.

Raffinazione del rame per rosetta.

2561. La raffinazione del rame, come si è già superiormente osservato, offre delle particolarità essenziali quando si vuole ottenere del rame rosetta. Le particolarità che abbiamo già indicate sul trattamento di Chessy troveranno qui il loro completamento naturale, poichè, in questa officina, si suole mettere in commercio il rame raffinato sotto questa forma.

Il rame nero, prodotto dai forni a manica, vi è sottoposto alla raffinazione in un forno a riverbero.

Il bacino che serve a contenere il rame è formato con una brasca composta di 2 parti $1\frac{1}{2}$ d'argilla pilata e cribrata, e di 2 parti di carbone ridotto in polvere. Sopra 4 parti di questa composizione, si aggiunge 1 parte di sabbia cribrata. Quando questa brasca è inumidita e battuta in modo che possa stringersi nella mano senza aderirvi, il mastro della raffinazione entra nel forno per l'apertura C; un aiutante gli dà la brasca; ne dispone sufficientemente sul suolo del grande bacino per formare uno strato ed esce dal forno. I due aiutanti vi entrano, e battono la brasca con palette di legno, come

si usa in tutti i forni. Il mastro della raffinazione fa allora, con un ferro, delle strisce in tutti i sensi in questo primo strato, e getta un poco di acqua su tutta la sua superficie, affinchè lo strato superiore possa meglio legarsi. Prende in seguito della nuova brasca, che dispone come la precedente, e che si batte nella stessa maniera. Si fa lo stesso per mettere l'ultimo strato, osservando di lasciare per ciascuno il mezzo del bacino più profondo dei lembi, con un declive verso i piccoli muri II del piano superiore, ed un altro di 3 linee in circa a partire dal fondo del grande bacino. Si adoperano in seguito dei martelli larghi, tondi e levigati, stati preventivamente riscaldati, coi quali si batte ancora tutta la superficie per renderla perfettamente unita. Questa battitura non si eseguisce che alla fine, perchè se si eseguisse sugli strati inferiori, si collegherebbero malamente coi successivi.

Quando è formato il grande bacino si mette un mattone avanti a ciascuno dei piccoli muri II, per ritirare il rame; si lutano con argilla, di cui si riempie il resto dell'apertura ad ogni muro. Si preparano in seguito i bacini di colata con una brasca composta di parti eguali di argilla e di polvere di carbone. Dopo che è stata ben battuta, si escavano i bacini in con capovolti, in modo che possano contenere circa 25 quintali di rame per ciascuno. Hanno 3 piedi $1/2$ di diametro interno per 16 pollici di profondità. Finalmente si mette una palla di terra avanti al bucolare per dirigere il vento dei mantici nell'alto del forno, affinchè il calore si distribuisca egualmente sino a che il rame sia intieramente fuso.

Si copre in seguito tutta la superficie del grande bacino con un letto di paglia, di circa tre o quattro diti di grossezza per impedire che il rame vi faccia dei buchi; si dispongono sopra questo letto 50 quintali di rame nero che si introduce per l'apertura C. Si mettono i pezzi di rame gli uni sugli altri, ma col lasciare bastante vuoto tra loro, perchè la fiamma possa penetrarvi. Si lascia pure un vuoto di un piede e mezzo tra il bucolare ed il rame; si ha cura di mettere alcuni pezzi di rame sul canale della colata, che è presso il piccolo cammino, affine di diminuire l'apertura per l'uscita della fiamma. Quando il rame è fuso, questo canale è pieno di rame, ciò che restringe egualmente questa apertura.

2562. Quando i 50 quintali di rame nero sono disposti nel forno si chiudono tutte le aperture con grandi

mattoni fatti con argilla ordinaria, poi con paglia tagliuzzata e borra si luta bene tutto all'ingiro. Si mette della legna nel focolare, dirigendo il fuoco, in modo che il rame metta cinque a sei ore a giungere al rosso; questa lentezza è necessaria per far evaporare l'umidità dei tre strati di brasca e di luti; ma non è sempre necessario di ottenere tale lentezza, poichè si possono raffinare almeno 200 migliaia di rame senza toccare lo strato del fondo. Il secondo non dura che per 10 o 12 raffinazioni. In quanto al superiore non resiste che a due o tre operazioni, e bisogna sempre rinnovarlo ad ogni fusione. Quando non si è toccata la brasca, o che si è rinnovato soltanto lo strato superiore, si sforza il fuoco sin dal principio, poichè il bacino ha tempo di essicarsi prima che il rame entri in fusione; in questo caso non occorrono che due ore, perchè il rame divenga perfettamente rosso. Si fanno allora agire i mantici; il rame diviene sulle prime pastoso, cola in seguito a poco a poco, sino a che sia intieramente fuso; ciò che si riconosce col mezzo di un piccolo buco fatto nel mezzo del mattone che ottura l'apertura dalla quale si levano le scorie.

A partire dal momento in cui si fanno agire i mantici, sino alla perfetta fusione del rame, richiedonsi circa sei ore, ciò che ne fa otto di fuoco, quando l'aia non sia nuova. Si ha cura durante la fusione di non dischiudere alcuna apertura del forno, di non toccare il rame in alcun modo, per tema di raffreddarlo. Durante questo tempo si prendono dei carboni minuti nel ceneratoio, che si gettano nei bacini di ricevimento, per riscaldarli, rinnovandoli di tempo in tempo. Questi bacini non si rinnovano che dopo 30 o 40 raffinazioni. Si mantiene pure un fuoco di carbone nel luogo dove si eseguisce la colata.

Un quarto d'ora dopo di aver veduto il rame in fusione si incomincia a levar via le scorie; a questo effetto, si apre l'apertura B, si prende nel ceneratoio della carbonaglia inumidita, che si stende sul bagno di rame, per raffreddare le scorie che vi soprannuotano; si estraggono in seguito col mezzo di un riavolo di ferro o di legno. Si richiude l'apertura e si luta con argilla. Questa operazione è nota col nome di *primo pulimento*, o *decrassage*.

Le scorie del primo *decrassage* contengono:

	Raffin. colla legna.	Id. col carbon fossile.
Silice	33, 0	27, 5
Protossido di ferro . .	62, 1	57, 9
Deutossido di rame . .	1, 2	2, 0
Allumina	2, 0	1, 3
Zolfo	0, 6	4, 2
Ferro	0, 0	6, 8
	98, 9	99, 7

2563. Si è a quest'epoca che incomincia la raffinazione. Si fa saltar via a questo effetto la palla d'argilla che deviava il vento del bucolare, e questo dirigendosi sul bagno di rame, determina la sua ossidazione pel contatto immediato dell'aria. Dopo questo momento, il raffinatore deve visitare spesso il bucolare, per levare con una bachelletta di legno o di ferro, i pezzi di rame che qualche volta vi si attaccano.

Mentre l'aria agisce in tal modo sulla superficie del bagno metallico, si formano ancora delle scorie. Queste si producono lentamente, e si levano via a misura che si formano, affinchè il bagno rimanga sempre scoperto e possa ricevere l'azione immediata dell'aria. Questa operazione, o secondo pulimento, dura quattro o cinque ore.

Siccome il secondo pulimento è di lunga durata, così le scorie variano di composizione, come si doveva aspettarsi. Ecco la loro analisi.

PRIME SCORIE.

	Raffin. colla legna.	Col carbon fossile
Silice	13, 0	13, 0
Protossido di ferro . .	76, 9	75, 0
Deutossido di rame . .	5, 0	3, 5
Zolfo	0, 6	2, 5
Allumina		0, 2
Ferro	0, 0	4, 2
	95, 5	98, 4

SECONDE SCORIE.

Silice	22, 0	26, 2
Protossido di ferro . .	68, 4	66, 0
Ossido di rame . . .	9, 0	4, 0
Zolfo		1, 3
Ferro	0, 0	2, 2
	99, 4	99, 7

2564. A capo di questo tempo, la formazione delle scorie cessa, ed in fatti l'analisi prova che a quest'epoca il rame non contiene più ferro ma soltanto alcune tracce di zolfo. Questo si converte allora in gas zolfoso, che si sviluppa qua e là alla superficie del bagno in grosse bolle, che da principio rare, indi frequenti, producono finalmente nella massa una ebollizione rapida e tumultuosa, che dura circa un'ora, e che si ferma finalmente, quantunque la temperatura non abbia variato. Quando il rame subisce questa agitazione, si dice che *lavora*. Questa agitazione cessa quando il metallo si è purgato dallo zolfo o intieramente o quasi intieramente.

Si prendono per tutto questo tempo dei saggi per verificare il grado di purezza del rame. Si ha per questo uso una verga di ferro di 6 linee di diametro, tonda e liscia alle due estremità, che chiamasi *ferro d'assaggio*. La si fa passare pel bucolare, si immerge nel bagno di rame, da cui si estrae prontamente per immergerla nell'acqua; si distacca il pezzo di rame col mezzo di un martello.

Quantunque sia difficile di dare regole certe per conoscere il grado di purezza del rame pei caratteri fisici, si può però dire in generale, che dà per gradazione i seguenti segni.

Poco tempo dopo che si è purgato il rame, il saggio trovasi alquanto grosso, unito e pallido al di fuori, misto di macchie nere; la sua frattura è di color rosso cenerino.

Il secondo saggio, che si prende circa un quarto d'ora dopo, diviene men grosso, scabro sulla superficie esterna; la frattura si netta ed acquista una tinta giallastra. Gli operai francesi la chiamano la *rape*. Il rame del saggio diviene sempre più scabro ed acquista un bel colore; vi si vedono internamente delle macchie color d'ottone e diviene più sottile. Più tardi ha delle piccole elevazioni con piccoli fori analoghi alle maglie delle tele da imballaggio. Si levano via allora le scorie per la seconda ed ultima volta. Il rame si avvicina alla sua purezza, ciò che si riconosce al suo bel color rosso più intenso, alla scomparsa successiva delle maglie e delle macchie interne del saggio, che diviene sempre più unito al tutto. Si forma finalmente, all'estremità del saggio, uno o due piccoli uncini, e vi si veggono degli strati di un rosso sanguigno molto uniti.

2565. Ecco i caratteri e la composizione dei diversi saggi, secondo il signor Margerin.

Fer. Zol. Ossig.

1. ^o <i>Dopo il primo decrassage.</i> Unito; rosso pallido macchiato di nero; fragile, rosso cenerino nella frattura; contiene:	6,0	1,1	0,0
2. ^o <i>Un'ora dopo il precedente.</i> Ineguale, rosso appaunato, macchiato di grigio e di giallo ottone; fragile, rosso più chiaro nella frattura	3,0	0,5	0,0
3. ^o <i>Un'ora dopo il precedente.</i> Scabroso; eminenze con piccoli fori; rosso violetto; alcune macchie; fragile, rosso più chiaro nella frattura	1,7	0,5	0,0
4. ^o <i>Un'ora dopo il precedente.</i> Scabroso; eminenze più elevate, sempre forato; rosso violetto, macchiato di grigio; meno fragile, rosso più chiaro nella frattura . . .	1,2	0,5	0,0
5. ^o <i>Al principio del lavoro.</i> Scabroso; eminenze chiuse in parte; rosso violetto; malleabile	—	0,4	0,3
6. ^o <i>Mezz'ora dopo il precedente.</i> Eminenze chiuse intieramente	0,0	0,4	0,5
7. ^o <i>Dopo il lavoro.</i> Bitorzoluto; cavità, buchi attorno alle eminenze; bel rosso carico; malleabile; rosso puro di rame nella frattura	0,0	—	0,6
8. ^o <i>Mezz'ora dopo il precedente.</i> Eguali buchi e cavità; meno malleabile; si lacera dopo di essersi schiacciato sotto il martello	0,0	—	0,7
9. ^o <i>Al momento della colata; un quarto d'ora dopo il precedente.</i> Bitorzoluto, unito; qua e là alcune cavità, buchi o frastagli; bel rosso carmino, alcune macchie molto unite di un rosso di sangue assai vivo; poco malleabile; si lacera col martello; uno o due piccoli uncini all'estremità; nella frattura, rosso di rame puro con una tinta di carmino	0,0	—	0,8

2566. Quando il rame presenta i caratteri qui sopra riferiti, si deve far la colata. Si ferma il vento dei mantici, si chiude il bucolare, e si dà uscita al metallo. Il rame cola in ogni bacino di ricevimento; ma siccome accade qualche volta che uno dei fori sia aperto più prontamente dell'altro, così si è riserbato un canale oriz-

zontale che fa comunicare i due bacini e che serve ad evitare il pericolo che si correrebbe, se il rame si spandesse sul pavimento della fonderia, la cui umidità lo farebbe saltare in aria. Qualche volta non si leva via il carbone che ha servito a riscaldarli, e non si separa che colle scorie che hanno seguito il rame. Quando tutta la superficie del rame è stata pulita, vi si innalza una specie di fumo, che non è altro che protossido di rame, in bolle sferiche divise all'infinito, e che si chiama per questo motivo *ceneri di rame*. Per evitarne la formazione, si raffredda la superficie del metallo, soffiandovi sopra, e tosto che è rappreso vi si getta un poco d'acqua, che si rinnova sino a che lo strato solido abbia sufficiente consistenza per essere levato via; si fanno venire a questo scopo i fonditori e gli altri operai disponibili, per aiutare a trasportar via questi dischi o *rosette*. Richiedonsi sei operai ad ogni bacino per levar via e portare i pezzi in un bacino d'acqua posto a lato, la cui acqua si rinnova costantemente, affinchè sia sempre fredda, ed il rame prenda un colore più bello.

La carica dei forni è di 30 quintali metrici di rame nero. Si adoperava altre volte per combustibile il legno di ontano e di pioppo; se ne consumavano 320 o 384 piedi cubici per ogni raffinazione. In oggi si fa uso di carbon fossile. Se ne consuma 1800 kilog. per raffinazione, ciò che produce un considerevole risparmio. L'operazione dura 12 a 14 ore.

Si ottiene il rame raffinato in foccacce tonde, che si dividono in seguito in frammenti, che vengono posti in commercio sotto il nome di *rosetta*. Questo rame esige una nuova fusione, quando si vuole stenderlo in sbarre od in lastre.

2567. Quando non si coglie il momento favorevole per la colata, il rame trovasi carico di una troppa quantità di protossido e diviene pastoso, di un rosso più carico. Si dice allora che è *passato o troppo alto*; le foccacce di rosetta si rappigliano troppo grosse, e riesce difficile di trasportarle.

Per correggere questo difetto si suole gettare nel bagno, al momento della colata, tre o quattro kilog. di piombo. Le foccacce di rosetta si levano allora di una grossezza conveniente. Questa aggiunta di piombo non altera sensibilmente la duttilità o la malleabilità del rame, ma agisce in un modo pregiudicevole alla sua tenacità. Un millesimo di piombo basta perchè il rame

non possa più stendersi in fili. Il rame piomboso non è atto nemmeno alla fabbricazione del *chrysocale*; vi dà la proprietà di appannarsi prontamente all'aria.

Laminazione del rame.

Il rame è qualche volta ridotto in foglie, sia per fodere di bastimenti, sia per altri usi.

I laminatori adoperati per questa operazione sono analoghi a quelli in uso per la fabbricazione della lamina di ferro; variano secondo le dimensioni delle foglie di rame che si vogliono ottenere. Ciò non ostante i loro cilindri hanno d'ordinario tre piedi di lunghezza sopra quindici pollici di diametro; sono pieni. Il cilindro superiore può avvicinarsi all'inferiore col mezzo di una vite di pressione, in modo che si stringono i cilindri a misura che la foglia diminuisce di grossezza.

I forni destinati a riscaldare i regoli di rame, che debbono essere laminati, e le foglie di rame sono molto più lunghi che larghi; l'aia è orizzontale, la volta un poco schiacciata; non hanno che una porta, collocata su lato e che occupa quasi tutta la larghezza del forno; questa porta si innalza col mezzo di un contrappeso della stessa materia, che nei forni adoperati alla fabbricazione della lamiera di ferro.

I regoli di rame sono posti sull'aia di un forno a riverbero, dove si riscaldano. Si pongono gli uni a lato degli altri, e se ne formano delle pile, disponendoli in croce, perchè l'aria calda li circondi da tutti i lati. Si chiude la porta e si osserva di tempo in tempo se il rame è giunto alla temperatura necessaria per la laminazione, che è quella del rosso cupo.

Si fa allora passare il rame pei cilindri; ma quantunque questo metallo sia molto malleabile, non si può ridurre il regolo in foglie, senza riscaldarlo più volte, perchè il rame si raffredda, ed acquista d'altronde colla compressione una densità ed una durezza, che non permette di continuare la laminazione.

Queste ricotte o questi riscaldamenti successivi si eseguono nello stesso forno; ciò non ostante, quando le foglie hanno delle grandi dimensioni, si fa uso di forni disposti diversamente. Hanno dodici o quindici piedi di lunghezza e cinque di larghezza; l'aia non ha che tre piedi, e da ciascuno de' suoi lati domina per tutta la lunghezza un focolare di un piede di larghezza. Questi focolari sono separati dall'aia da piccoli punti di due a

tre pollici di elevazione. La volta è leggermente curva; ha molti fori pei quali il fumo sfugge in una cappa che sormonta il forno. Affinchè il calore circoli entro le foglie che si collocano nel forno, si mettono sull'aia due banchi di ferro parallelamente ai piccoli lati, e le foglie sono separate tra loro con ritagli.

Il rame, coi riscaldamenti e colle laminazioni successive, che ha subito, si è coperto di uno strato di ossido che nasconde il colore naturale della sua superficie, e ne cangia le proprietà. Per levar via questo ossido, si immergono le foglie per alcuni giorni in una fossa ripiena d'orina, indi si espongono sull'aia del forno da riscaldare. Si forma dell'ammoniaca che reagisce sul deutossido di rame, e che si combina da prima a freddo con lui. È probabile che sotto l'influenza del calore, l'ammoniaca lo decomponga in seguito ed il rame si scopra. Si strofinano le foglie con un pezzo di legno, indi si immergono ancora calde nell'acqua per far cadere l'ossido; finalmente si passano a freddo sotto i cilindri per renderle dritte. Esse vengono allora tagliate in quadro e poste in commercio.

I ritagli di rame che si ottengono col riquadrare le foglie, come pure le battiture e l'ossido di rame che cade dalle foglie laminate, vengono riportati alla raffineria e rifusi.

Confronto dei processi.

2568. Per completare questo schizzo della metallurgia del rame, ci rimane a paragonare tra loro i diversi processi che abbiamo descritti.

Divideremo questo confronto come il trattamento, vale a dire stabiliremo il consumo di combustibili in modo distinto per la torrefazione, la produzione del rame nero e la raffinazione di quest'ultimo.

Questa divisione ci permetterà di riconoscere ciò che vi è di buono e di cattivo in ciascun metodo, e potrà fornire a ciascuno gli elementi di un processo misto adattato alla natura del minerale che si trattasse di ridurre. Le miniere di rame sono così povere in Francia, che quelle dei contorni di Lione non hanno minerali che per alcuni anni, e che quelle di Baigorri nei Pirenei non si lavorano più. Ma se la Francia è sprovvista di queste miniere, essa possiede invece diverse officine che raffinano il rame nero. Esse potrebbero anche dare maggiore sviluppo a questa industria.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 201

N. 1. Prospetto presentante il riassunto delle fusioni eseguite col minerale di Sourcieux, a Saiobel per tre anni.

PRIMA FUSIONE. <i>Minerale torrefatto.</i>	1822	1823	1824
Giorni di fusione a due turni	142 g.	105g 1/2	182g. 1/2
Minerale di Sourcieux torrefatto	839,540 k.	492,370 k.	492,330 k.
Minerale carbonato povero di Chassy	20,580 "	115,335 "	179,800 "
Quarzo	87,600 "	10,650 "	12,660 "
Coke	332,790 "	288,390 "	414,670 "
Carbon di legna	1,500 "	1,260 "	2,100 "
Matte ordinarie ottenute	93,200 "	56,000 "	98,000 "
Rendita del min. di Sourcieux in matte	0,111 "	0,013 "	0,133 "
Minerale fuso in 24 ore	6,057 "	5,760 "	5,028 "
Coke adoperato per 100 kil. di minerale	38,5 "	47,5 "	45,0 "
Coke impiegato per 100 kil. di matte.	357 "	514 "	423 "
Ricchezza media in rame, dei minerali piritosi e carbonati fusi, dietro i saggi	0,027 "	0,043 "	0,043 "

N. a. Prospetto de' risultati delle seconde fusioni di tre anni consecutivi.

SECONDA FUSIONE <i>Matte torrefatte.</i>	1822	1823	1824
Giorni di fusione a due forni.	32 g.	28 g.	31 g.
Matte ordinarie fuse.	98,000 k.	84,000 k.	84,000 k.
Minerale che si produce (M. di Sourcieux	356,160 "	699,960 "	688,285 "
alla prima fusione. (M. di Chessy	20,580 "	92,080 "	146,610 "
Ricca matte aggiunta nelle torrefazioni.	15,204 "	14,373 "	18,771 "
Minerale azzurro o carbonato di Chessy, aggiunto alla seconda fusione.	"	"	24,705 "
Quarzo id.	3,000 "	2,200 "	"
Rame di concent. id.	2,766 "	2,635 "	2,055 "
Craquel di raffineria id.	0,677 "	34,568 "	40,254 "
Schiume dei forni a manica di Chessy.	1,812 "	3,280 "	6,440 "
Coke adoperato.	77,002 "	80,640 "	92,946 "
Carbone di legna.	3,300 "	2,640 "	1,740 "
Combustibile consueto nelle torrefazioni	19,120 "	15,690 "	15,480 "
Fascine Legno bianco Legna di rovere Pedali id. al piede cubico	832 p.	576 p.	768 p.
	1,216 "	1,024 "	846 "
	1,152 "	992 "	832 "
Rame ottenuto	24,355 k.	39,158 k.	51,407 k.
Ricca matte id.	16,132 "	13,600 "	14,266 "
Coke adoperato per 100 kil. di minerale.	38,5 "	47,5 "	45 "
	9 "	11,5 "	13,5 "
	47 "	99 "	58,5 "
Coke adoperato per quintale metrico di rame nero ottenuto (1).	1,752 "	1,308 "	871 "
Spese di prima e seconda fusione	5,544 f.20	4,254 f.35	5,042 f.80
mano d'opera combustibili materie ed oggetti diversi	34,036 "77	23,956 "55	26,536 "53
	1,800	1,668 14	1,888 "
Spese per quintale metrico di rame nero.	41,380 f.97	29,879 f.04	33,467 f.33
	169 f. "	76 f. "	65 f. "
(1) 100 di carbon fossile danno 55 o 60 coke.			

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 193

N. 3. Prospetto del consumo e delle spese che sono occorse per 1000 kil. di rosetta per essere raffinati dietro il processo di Chessy.

<i>Raffinazione del rame nero.</i>		1822	1823	1824
Sostanze adoperate	Rame nero	1,221 k.	1,135 k.	1,180 k.
	Carbone di legna	120 "	120 "	102 "
	Legna spaccata (p. cub.)	257 p.	211 p.	186 p.
Spese	Mano d'opera	12 f. 90	8 f. 95	10 f. 40
	Combustibili	78 " 40	73 " 15	60 " 25
	Spese diverse riparazioni.	4 5 " 7	10 " 10	35 " 85
		137 f.	92 f. 20	104 f. 50

N. 4. Prospetto del consumo e delle spese dalle prime e seconde fusioni e della raffinazione richiesta da 1000 kil. di rame rosetta a Sainbel per tre anni.

<i>Riassunto dei consumi e delle spese di fusione e di raffinazione.</i>		1822	1823	1824
Combustibili consumuti	Coke	21,392 k.	14,846 k.	10,278 k.
	Carb. di legna	285 "	196 "	133 "
	Fasc. di rovere	959 "	455 "	309 "
	Legna bianca	299 p.	223 p.	204 p.
	Legna di rovere	61 "	30 "	20 "
	Pedali di rov.	58 "	29 "	19 "
Spese	Mano d'opera	290 f. 80	132 f. 45	126 f. 15
	Combustibili	1784 " 80	768 " 55	669 " 35
	Spese diverse	135 " 90	58 " 50	77 " 20
Spese totali per 1000 k. di rame		2,211 f. 50	959 f. 50	872 f. 70

2570. Da questi prospetti risulta, che per eseguire la fusione del minerale torrefatto in mucchio si consuma per medio,

per 100 kil. minerale

45 kil. coke = 297, 000 *calories*.

Questa cifra varia poco, qualunque sia la ricchezza del minerale; ciò che costituisce uno dei principali vantaggi del trattamento dei minerali ricchi.

2571. La *matte* ottenuta esige per la sua torrefazione completa

per 100 kil. *matte*

33 kil. legna = 89, 000 *calories*.

È evidente che questi numeri varieranno poco, qualunque sia la ricchezza delle *matte* trattate.

2572. Coll'antico processo di Chessy, la conversione del rame nero in rosetta esigeva:

per 100 kil. rame nero,

10 kil. carbone di legna = 75, 000 *calories*.

277 kil. legna . . . = 747, 900 id.

Totale = 822, 900 id.

Ma questa cifra è stata modificata vantaggiosamente coll'uso del carbon fossile nella raffinazione; si consuma allora,

per 100 kil. rame nero

4 kil. carbone di legna = 30, 000 *calories*

60 kil. carbon fossile . = 360, 000 id.

390, 000 id.

Così ristretto, questo numero è ancora lontano dal rappresentare in modo esatto la quantità di calore veramente utile per la raffinazione del rame. È troppo forte, e questo dipende, come si è veduto, dalla quantità di calore perduto per la conversione del rame puro in rosetta.

2573. Sotto questo rapporto i processi in uso in Inghilterra, dove si raffina il rame senza convertirlo in rosetta, dovrebbero essere senza dubbio i più vantaggiosi. Ecco però come i signori Elia di Beaumont e Dufrenois valutano le spese di produzione di 100 kilog. di rame mercantile.

1250 k. minerale ad 8 per 100 di ricchezza in rame = 138 f.

2000 k. carbon fossile = 20 "

Mano d'opera e spese diverse . . . = 32 "

190 "

TRATTAMENTO DEI MIN. DI RAME. 195

2574. Mettendo da parte il prezzo del minerale che deve variare con quello del rame, si stabilisce il seguente confronto per le spese di estrazione di 100 kil. di rame mercantile, relativamente al combustibile.

In Inghilterra.

2000 kil. carbon fossile . . .	12, 000, 000 calories
	a Chessy.
1000 kil. coke	6, 600, 000 calories
405 kil. legna	121, 500 id.
13 kil. carbone di legna . .	97, 500 id.

Totale . 6, 819, 000 id.

Da aggiungersi . 5, 000, 000 id.

perdute per la conversione del carbon fossile in coke.

Totale generale . 11, 819, 000 id.

In tal modo consumavasi in realtà a Chessy tanto combustibile come in Inghilterra, ma una gran parte, quella cioè che perde il carbon fossile passando allo stato di coke, non si applicava direttamente all'operazione, e avrebbe potuto utilizzarsi nelle torrefazioni od altrimenti.

Se la cifra relativa al consumo delle officine inglesi non è esagerata, si vede che si è a spese di una grande perdita di combustibile che si ottiene la celerità delle operazioni. Per una data località vi sarebbe dunque una compensazione a farsi tra i prezzi della mano d'opera, del combustibile e l'interesse dei fondi destinati all'escavazione od all'acquisto dei minerali. Si è da questo calcolo, che si potrebbe dedurre qual sia il metodo migliore per ogni caso particolare.

2575. Termineremo le indicazioni relative al trattamento del rame, col prospetto delle importazioni di questo metallo in Francia durante questi ultimi anni. Si avvertirà però che il rame entrato sotto forma di ottone, non è compreso in queste cifre e sarà indicato altrove;

Rame puro.

	colato ed in massa.	battuto, laminato ed in barre.	limatura e vecchi rottami.
1818	1, 729, 426 k.	92, 389 k.	55, 859 k.
1819	2, 111, 750 "	19, 687 "	363, 405 "
1820	4, 748, 478 "	26, 529 "	6, 500 "
1821	4, 857, 428 "	118, 552 "	1, 738 "
1822	4, 640, 836 "	19, 683 "	159, 647 "
1823	3, 741, 107 "	29, 293 "	3, 700 "
1824	6, 040, 556 "	57, 230 "	2, 732 "

196

LIBRO VII, CAPITOLO VIII.

1825	3, 638, 714 "	13, 615 "	3, 735 "
1826	4, 179, 585 "	15, 609 "	1, 951 "
1827	4, 511, 504 "	7, 608 "	1, 012 "
1828	3, 342, 968 "	12, 740 "	4, 436 "
1829	5, 425, 580 "	6, 067 "	0, 131 "
1830	5, 578, 131 "	8, 728 "	0, 755 "
1831	3, 078, 030 "	7, 278 "	0, 500 "

Il prospetto precedente è destinato a far conoscere l'importazione del rame rosso propriamente detto. Nel prospetto seguente si sono riuniti i dati che riguardano il rame in lega, eccettuato l'ottone.

<i>Rame.</i>			
	in lega collo stagno od argento.	indorato, battuto in fili o laminato.	inargentato, battuto in fili o laminato.
1818	125, 142 k.	11, 232 k.	15, 782 k.
1819	44, 233 "	12, 119 "	14, 783 "
1820	98, 334 "	" "	19, 206 "
1821	154, 054 "	12, 083 "	22, 396 "
1822	97, 136 "	9, 843 "	19, 594 "
1823	114, 662 "	7, 619 "	9, 000 "
1824	27, 303 "	11, 133 "	9, 212 "
1825	215, 440 "	14, 457 "	7, 968 "
1826	106, 250 "	10, 022 "	4, 607 "
1827	82, 519 "	6, 963 "	2, 679 "
1828	67, 877 "	6, 498 "	2, 395 "
1829	300, 184 "	7, 667 "	1, 585 "
1830	163, 314 "	5, 251 "	3, 350 "
1831	69, 435 "	7, 359 "	4, 846 "

Si può dunque valutare indipendentemente dalla quantità di rame fabbricato in Francia, la cifra media del consumo di rame a 4,000,000 di kil. in circa. La quantità di rame fabbricata in Francia, essendo calcolata a 120,000 kil. si vede che ascenderebbe in circa al quarantesimo del consumo totale.

CAPITOLO IX.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI PIOMBO.

Sur la mine de Pezay, del signor Lelivéc. *Journal des mines*, t. XX, p. 419.

Exposé des opérations qui s'exécutent à la fonderie de Poullaouen, dei signori Beaunier o Legallois. *Journal des mines*, t. XVI, p. 193.

Expériences sur la temperature des fourneaux de Poullaouen, dei signori Beaunier e Legallois. *Journal des mines*, t. XII, p. 272.

Memoire sur le traitement du sulfure de plomb au fourneau à réverbère et au fourneau écossais, del signor Paris. *Annales des mines*, 1 serie, t. II, p. 301 e 445.

Résultats principaux de la preparation mécanique de la galène à Pezay, del signor Berthier. *Ann. des mines*, 1 serie, t. III, p. 649.

Sur le parti qu'on pourrait tirer du sulfate de plomb dans les arts, del signor Berthier. *Annales des mines*, 1 serie, t. V, p. 333.

Des mines de plomb, cuivre etc. que renferme le sol français. *Ann. des mines*, 1 serie, t. V, p. 21.

Sur les mines de plomb du Hartz, del signor de Bonnard. *Ann. des mines*, 1 serie, t. V, p. 59.

Sur le minerai de plomb de Chenelette (Rhône), del signor Berthier. *Ann. des mines*, 1 serie, t. VII, p. 152.

Sur la metallurgie de plomb, del signor Karsten. *Ann. des mines*, 1 serie, t. XI, p. 279.

Sur les mines de plomb du Cumberland et du Derbyshire, dei signori Dufrenoy ed Elia di Beaumont. *Ann. des mines*, 1 serie, t. XII, p. 401.

Sur le gisement, l'exploitation et la préparation mécanique des minerais de plomb en Angleterre, dei signori Corte e Perdonnet. *Ann. des mines*, 2 serie, t. VII, p. 3.

Analyse de quelques produits des usines à plomb d'Angleterre, del signor Berthier. *Ann. des mines*, 2 serie, t. VII, p. 73.

Sur le traitement metallurgique de la galène, del signor Berthier. *Ann. de chim. et de phys.*, t. XLV, p. 281.

Modification de la théorie de traitement de la galène dans le fourneau à réverbère, del signor Fournet. *Ann. des mines*, 1833.

Notice sur les minerais de plomb carbonaté noirs et blancs, del signor Fournet. *Ann. des mines*, 1833.

Recherches sur les sulfures metalliques, et aperçus sur quelques résultats de leur traitement metallurgique, del signor Fournet. *Ann. des mines*, 1833.

2576. Il piombo è uno dei metalli, il cui trattamento risale alla più remota antichità. I suoi usi sono ben noti allo stato di metallo. Quantunque lo zinco lo supplisca con vantaggio in alcune circostanze, il piombo metallico

verrà sempre consumato in grande quantità per la fabbricazione dei tubi, e di tanti altri oggetti che esigono un metallo di facile lavorazione ed a basso prezzo.

Il piombo metallico viene adoperato per la preparazione del minio, e in conseguenza per quella del cristallo e della vernice delle stoviglie; serve a fabbricare la cerusa ed il minio ranciato. In alcune officine viene convertito in acetato di piombo. Tutti questi oggetti sono fabbricati in grande.

La quantità di piombo versato annualmente nel commercio dai diversi Stati europei può stabilirsi come segue:

Inghilterra	300, 000	quintali
Spagna	300, 000	"
Prussia	36, 000	"
Austria	34, 000	"
Harz	30, 000	"
Francia	10, 000	"
Nassau o Essingen	6, 000	"
Sassonia	5, 000	"
Russia	5, 000	"
Savoia	2, 000	"
Paci Bassi	2, 000	"
Anhalt-Bernbourg	1, 500	"
Paese di Baden	300	"

731, 800

La facilità con cui il piombo entra in fusione, renderebbe il trattamento dei minerali di questo metallo semplice e poco costoso, se, nel maggior numero dei casi, non si avesse a lottare contro la formazione di prodotti accidentali in quantità notevole. Non si tratta in generale che il zolfuro di piombo naturale che porta nelle arti il nome di *galena*. Questo è il solo genere di trattamento che esamineremo minutamente. In quanto al trattamento dell'ossido naturale od artificiale del carbonato e del fosfato naturale, non ne parleremo che in modo generale.

L'ossido tanto puro, quanto carbonato si riduce così facilmente quando viene riscaldato dopo di averlo mescolato col carbone, che noi potremmo dispensarci di dirne altro; ciò non ostante descriveremo il suo trattamento, esaminando l'uso dei prodotti accidentali della lavorazione del piombo argentifero.

Il fosfato di piombo naturale non è trattato che nei contorni di Wissenbourg: trovasi ivi mescolato col car-

bonato. Viene fuso in un forno a riverbero con aggiunta di polvere di carbone. Questo processo, poco noto, sembra imperfetto. Quantunque il fosforo di piombo sia un composto poco stabile, è evidente che non può essere vantaggioso il trasformare il fosfato di piombo in fosforo, e che sarebbe più semplice di aggiungere al minerale della calce o del carbonato di calce, affine di dare origine ad un fosfato di calce, mettendo a nudo l'ossido di piombo. Questo sarebbe allora ridotto dal carbone, e si eviterebbe la formazione delle *matte* fosfurate, che rendono difficile questo trattamento, e che debbono occasionare notabili perdite di combustibile.

2577. Lasciando da un canto questi trattamenti rari e poco importanti, parleremo del trattamento della galena. Esamineremo prima di tutto le proprietà generali di questo minerale.

Trovasi esso nei terreni primitivi, cioè: nel gneiss, nel micaschisto e negli schisti argillosi; le miniere di Villefort e Vialas, nella Lozère, quelle di Vienne nel Delfinato, trovansi in questo caso. Se ne trovano nei terreni intermediarii, e specialmente nella formazione del calcare metallifero che ne dipende; tali sono le miniere del Derbyshire e del Nortumberland. Se ne trova finalmente nei terreni secondarii; i gres inferiori, i *ze-chstein* e lo stesso *lias* ne contengono.

Il zolfuro di piombo incontrasi spesso misto o combinato con minerali argentiferi. Le tre miniere scavate in Francia, quelle di Poullauen, Villefort e Pont-Gibaud appartengono a questa classe. Si estrae da prima il piombo coi processi ordinarii; questo metallo trasporta seco tutto l'argento che si separa in seguito con processi che verranno esaminati altrove. I zolfuri di piombo argentiferi possiedono un carattere di cristallizzazione particolare, che ha dato origine alla distinzione delle galene in galene a grandi, medie e piccole faccette. Le ultime sono le più ricche in argento; le prime lo sono pochissimo o non ne contengono affatto.

Quando le galene non contengono argento, o ne contengono troppo poco, perchè possa essere estratto con profitto, si può isbarazzarle intieramente dalle loro matrici con lavature convenienti. Ma quando la galena è argentifera, sarebbe dannoso lo spingere troppo oltre le lavature, poichè qualche volta le matrici stesse sono argentifere. Si ha dunque spesso a studiare l'influenza delle matrici stesse sui prodotti del trattamento.

Le matrici od i minerali che incontransi colla galena sono varii, ma i più notabili sono: il quarzo, il zolfato di barite, la pirite pura ed arsenicale e la blenda.

Il zolfuro di piombo possiede alcune proprietà chimiche, che bisogna necessariamente indicare per dare la chiave dei metodi posti in uso nel suo trattamento metallurgico.

Non è volatile per se stesso, ma può volatilizzarsi in una corrente di gas, per cui dai forni si sviluppano dei vapori che non sono senza pericolo.

Questo zolfuro, riscaldato in contatto dell'aria, vi si converte in zolfato, e siccome il zolfato di piombo resiste all'azione di una temperatura assai elevata, così si è quasi sempre del zolfato di piombo che si forma nel trattamento di questo minerale, che è d'ordinario sottoposto ad una torrefazione preventiva.

Il zolfuro ed il zolfato di piombo non possono coesistere ad una temperatura elevata.

Un atomo di zolfuro, PbS , ed un atomo di zolfato PbO, SO_3 , si convertono in Pb_2 , o due atomi di piombo e $S_2 O_4$, vale a dire due atomi di acido zolforoso.

Un atomo di zolfuro, PbS e tre atomi di zolfato o PbO, SO_3 si trasformano in quattro atomi di protossido di piombo, $4 PbO$, e quattro atomi d'acido zolforoso, $S_4 SO_3$.

Quando il zolfato di piombo domina, si forma sempre dell'ossido di piombo, e rimane del zolfato mescolato.

Quando il zolfuro di piombo domina, si sviluppa sempre dell'acido zolforoso, e rimane del sotto-zolfuro di piombo.

Questo sotto zolfuro possiede delle proprietà importanti. Non può esistere che ad una temperatura elevata, e non si conserva se non in quanto venga raffreddato rapidamente ad un calore medio, quello, per esempio, sufficiente per rammollirlo. Si converte in piombo puro ed in zolfuro di piombo ordinario. Molti fenomeni del trattamento metallurgico del piombo si spiegano con questa reazione.

Il zolfuro di piombo viene decomposto dal ferro ad una temperatura molto elevata. Ne risulta del zolfuro di ferro e del piombo metallico.

Lo sarebbe più facilmente ancora coll'ossido di ferro. Ne risulterebbe del gas zolforoso, del zolfuro di ferro e del piombo metallico.

Lo è facilmente, e con molta facilità coll'ossido di piombo, risultandone ancora del gas zolforoso e del piombo metallico.

2578. Tra le proprietà che abbiamo indicate, ve ne sono due che producono con singolare facilità la separazione del piombo. La prima e la più semplice si è l'uso del ferro, che dà origine ad un zolfuro di ferro fusibile ed al piombo metallico. La seconda riposa sulla reazione del zolfuro di piombo e dell'ossido, o del zolfato di piombo. Ne risulta dell'acido zolforoso e del piombo metallico. Il zolfato e l'ossido di piombo si producono colla semplice torrefazione del zolfuro. Il processo pratico consiste dunque nel mettere in rapporto masse convenienti di minerale torrefatto e di minerale crudo. Si mette anche spesso in uso con vantaggio questa specie di liquazione, che consiste nel riscaldare rapidamente delle masse di sotto-zolfuro di piombo. Il piombo metallico se ne separa in grande quantità, e rimane uno scheletro di zolfuro di piombo più ricco in zolfo, che non tarda a fondersi esso stesso. Tutto il processo si riduce qui a riscaldare con sufficiente celerità, perchè il piombo fuso scorra fuori, senza aver tempo di mescolarsi col zolfuro che incomincia a fondersi, avendo cura però di non innalzare di troppo la temperatura al principio, affinchè la fusione delle due sostanze non sia simultanea.

L'esposizione dei processi semplici basati sopra un solo di questi principii, oppure quella dei processi composti di cui si fa uso qualche volta, diverrà facile, se non si perde di vista ciò che abbiamo detto. Questi processi si dividono in tre serie relativamente alla natura dei forni adoperati, che sono: il forno a riverbero, il forno scozzese, il forno a manica od il mezzo alto forno.

Relativamente alla natura del trattamento, si distinguono i metodi che dissolfurano il minerale col ferro, e quelle che producono questa dissolfurazione senza aggiunte di metalli. Finalmente bisogna anche notare che la galena è spesso sottoposta ad una torrefazione preventiva prima della riduzione; mentre altre volte la torrefazione e la riduzione confuse insieme in qualche maniera, si operano nello stesso forno.

Si può dire però in generale che in tutti i metodi, il concorso del ferro o dell'aria è necessario perchè la galena venga dissolfurata e convertita in piombo.

Dovendo trattare altrove in modo particolare dei metodi applicati al trattamento dei piombi argentiferi, ci accontenteremo di far osservare qui che quando si tratta una galena argentifera, il cui metallo deve essere co-

pellato, non si ha molta cura di estrarne prima un piombo ben puro e ben dolce; questo sarebbe di poca utilità, poichè questo piombo deve essere convertito colla copellazione in argento e litargirio, che poi viene ridotto per ricavarne il piombo. È evidente che un piombo carico di zolfo può benissimo essere atto alla copellazione, mentre una galena pura deve essere trattata in modo da fornire il piombo il più puro possibile, ben esente di zolfo, ed atto a passare immediatamente nel commercio.

Trattamento senza aggiunta al forno a riverbero.

2579. Questo processo notabile ha avuto origine in Inghilterra; venne introdotto in seguito a Poullaouen, indi ad Alais, ed in fine a Pezay, dove è divenuto l'oggetto di un diligente esame. Ma queste diverse copie del processo ne avevano alterato successivamente l'andamento, e quando in questi ultimi tempi si è potuto penetrare nelle officine inglesi, si è veduto che i loro metodi si erano perfezionati, ed erano sempre stati meglio diretti sotto il rapporto economico di quelli del continente.

Questo processo, tal quale viene attualmente praticato in Inghilterra, è notabile per la sua rapidità.

Tutti i trattamenti nel forno a riverbero si assomigliano in questo senso che il piombo ne viene estratto per la reazione del zolfuro sul zolfato. Ma, secondo che il processo è condotto con maggiore o minor calore, rimane del zolfuro e del zolfato per residuo. Nel primo caso, il piombo è duro, e si ricopre di *mattes* abbondanti. Nel secondo, le *crasses* formate di zolfato di piombo, sono ricche e richiedono un nuovo trattamento.

A Pezay, e nella maggior parte delle officine del continente, il zolfuro di piombo viene trattato senza aggiunte. In Inghilterra la presenza del zolfato di barite nelle matrici, ha reso necessaria l'aggiunta di un fondente essenzialmente formato di fluoruro di calcio, che ha un'azione importante.

Il processo attuale degli Inglesi che si propaga nelle diverse officine, e adottato in Ispagna, si cerca di introdurlo a Conflans, in Savoia, ec. Questo processo che deve alcuno dei suoi vantaggi, ad una miglior proporzione tra le diverse parti del forno, merita dunque una particolare attenzione. Noi lo descriveremo dopo che avremo descritto il processo di Pezay, che permette di stabilire in modo preciso la teorica generale del trattamento per la facilità che hanno avuto diversi ingegneri di studiarne l'andamento.

Trattamento di Pezay al forno a riverbero.

Questo trattamento è basato sull'azione che l'aria esercita sul zolfuro di piombo ad una temperatura elevata. Una parte del zolfuro è trasformata in ossido ed in zolfato, che si mescola più che si può col zolfuro non intaccato. Ne risulta tosto del gas acido zolforoso e del piombo metallico; oppure del gas acido zolforoso e del sotto-zolfuro di piombo che, con una modificazione conveniente di temperatura, si separa tosto in sotto-zolfuro ed in piombo metallico.

Noi ricaviamo le particolarità del trattamento dall'eccellente memoria del signor Puvion, dove trovansi delle nozioni molto preziose sulle manipolazioni particolari a questo modo di trattamento e sulla teorica generale che se ne deduce.

2581. Si tratta al forno a riverbero lo schlich crudo, che contiene al meno 76 per 100 di piombo; questa ricchezza varia poco nelle diverse epoche. Si fondono 1250 kil. di schlich crudo alla volta, nello spazio di sedici ore con circa 4 steri di legna di pino.

La carica si eseguisce con due operai posti rimpetto alle due porte estreme; essi gettano nell'interno del forno il minerale con badili di ferro ricurvi. Quando tutto lo schlich è caricato, si stende nel forno, avendo cura però di tenerlo lontano dal foro di scolo e dalle porte.

Essendosi il forno, rimasto senza fuoco, durante la scarica e la nuova carica, raffreddato molto, specialmente a causa della umidità che accompagna sempre lo schlich, esso è divenuto rosso cupo di rosso bianco che era sul finire della precedente fusione. Per riscaldarlo immediatamente dopo la carica, si gettano nel focolare due o tre pezzi di legna, e si aumenta in seguito il fuoco progressivamente. Alla superficie dello schlich si produce tosto uno sviluppo abbondante di gas acido zolforoso. A capo di una o due ore, si vedono già alcune gocce di piombo che sfuggono dalle materie poste presso il focolare, dove il calore è più forte, ma la loro esistenza non è che di breve durata. Esse sono in troppo piccol numero per discendere nel bacino, e, rimanendo esposte sull'aia ad una corrente d'aria calda, si trasformano rapidamente in litargirio e scompaiono. Dopo due ore e mezzo di fuoco, le materie sono coperte di uno strato di un bianco giallastro da 1 a 2 linee di grossezza; sotto questa crosta di zolfato di piombo, lo schlich si mostra ancora nero,

iridato e polveroso. Si è allora che incominciassi a rimescolare le materie, per l'apertura la più vicina al focolare, perchè si è quella che corrisponde al punto il più caldo. Le altre porte rimangono chiuse. L'operaio innalza la crosta, la rompe, la mescola collo schlich, agitando la materia lentamente e con precauzione, poichè in caso diverso lo schlich polveroso, si solleverebbe in nubi ad ogni colpo della spatola e verrebbe trasportato in gran quantità pel cammino. La corrente d'aria calda che trasporta via lo schlich molto fino, lo abbrucia con una fiamma di un colore bianco azzurrognolo e lo depone in parte contro le pareti del cammino allo stato di zolfato. In fatti, diverse analisi indicano per la composizione di questo deposito:

	Gueymard	Id.	Descostil.
Zolfato di piombo .	88, 36	97, 34	82, 71
Ossido di ferro . .	2, 40	0, 00	5, 0
Silice	2, 20	2, 00	5, 77
Allumina	2, 60	0, 0	0, 0
Zolfo	0, 0	0, 0	3, 40
	95, 56	99, 34	96, 88

A capo di tre ore, si cessa il lavoro alla prima porta; l'operaio solleva la porta di mezzo; incomincia dall'innalzare lo schlich che si è avvicinato al buco di scolo; indi colla spatola, rimescola la materia colle precauzioni osservate precedentemente.

Si continua ad aumentare il fuoco a poco a poco. Alcuni momenti dopo, si chiude la seconda apertura; un operaio si pone all'ultima, ed opera come i precedenti; ma le materie essendo poco calde in questa parte, il suo lavoro è presto ultimato.

Dopo tre ore e mezzo, si ricomincia alla prima apertura, e si agita di nuovo la materia che è di già coperta di uno strato di zolfato. Tre operai lavoranti successivamente alle tre porte, continuano in questo modo, avendo cura di innalzare tutto ciò che cade presso il foro di scolo. Durante tutto questo tempo, la torrefazione continua; si sviluppa dell'acido zolfoso, si forma dal zolfato di piombo, e di già il metallo incomincia a colare, in conseguenza del rimescolamento che si eseguisce continuamente.

A capo di cinque ore, il piombo continua a colare, ma sempre poco abbondantemente; si può benissimo osservare di già, ma specialmente un'ora od un'ora e mezza

più tardi, la maniera con cui il piombo si separa. Quando si mescolano le materie che erano aride e non davano piombo, esse divengono ad un tratto pastose ed il piombo che ne risulta discende nel bacino tosto che l'operaio, cessando dal rimescolare gli permette di scorrer fuori. A quest'epoca la fiamma si porta sino dirimpetto all'apertura del mezzo, qualche volta anche più lungi. Si mantiene il fuoco ad un dipresso allo stesso grado, sino a che siasi ottenuto circa la metà del piombo, vale a dire, quasi sino all'operazione del *ressuage*.

La temperatura la più conveniente è quella che mantiene il minerale in uno stato leggermente pastoso; l'esperienza prova che in questo caso, il piombo si separa più facilmente e senza *mattes*, purchè si abbia cura di rimescolare costantemente, e di rinnovare il contatto tra il zolfato ed il zolfuro. A questo effetto, verso la settima ora, due operai si collocano nello stesso tempo, alle due parti estreme ed agitano la materia per una mezz'ora; ritirano le loro spatole quando sono quasi a rosso bianco; hanno cura di non tenerle lungo tempo esposte a questa temperatura elevata, perchè esse si distruggerebbero rapidamente per la reazione dello zolfo contenuto nel zolfuro di piombo non torrefatto.

Al momento in cui abbandonano il lavoro, un altro operaio si mette solo all'apertura di mezzo, agita la materia ancor esso, e quando la sua spatola è rossa, si ritira, e gli altri due operai si rimettono al loro posto.

Si procede avanti in questo modo, avendo cura di mettere della legna, di tempo in tempo, affine di mantenere il calore del forno.

La seconda e la terza porta non vengono aperte che mentre vi si lavora, la prima è sempre aperta, affinché si possa meglio giudicare dello stato del forno. Quando il bacino si trova sufficientemente pieno, a capo di nove ore in circa, si fa la prima colata; si leva via il turacciolo d'argilla ed il piombo arriva rosso di fuoco nel bacino di ricevimento. Si ottura di nuovo il buco della colata, mettendovi un pezzo di legno che entra senza difficoltà; e sopra di esso una palla d'argilla che si comprime colla testa di un riavolo.

Si ricopre allora il piombo con alcuni carboni, e si mette sul baciao esterno una lastra di latta; con questo mezzo gli si conserva una temperatura conveniente e viene difeso dall'ossidazione.

Alcuni momenti dopo, si introduce nel forno dalla prima

porta, la metà delle *mattes* raccolte sul bagno di piombo, nell'ultima colata della fondità precedente. Il piombo se ne separa facilmente, lasciando per residuo una *matte* più zolfurata e meno fusibile.

In questo momento, il fumo è di già molto denso; deve perdersi in conseguenza una notevole quantità di piombo allo stato di ossido o di zolfato; si è pure in questo istante che il piombo scorre in maggiore abbondanza; la sua presenza al pari di quella di un poco di *mattes*, rammollisce le materie. Tosto che la formazione del piombo si rallenta, si aumenta il fuoco, e si compie l'introduzione delle *mattes* della fusione precedente. Quando esse sono tutte nel forno, si fa la seconda colata che generalmente ha luogo dopo undici ore; il piombo scorre molto rosso, e misto di *mattes* che provengono in gran parte da quelle che si sono introdotte nel forno.

Queste *mattes* vanno a nuotare alla superficie del bagno, dove esse si consolidano. Si lasciano quelle che ricoprono immediatamente il piombo, affinché sia meglio garantito dal contatto dell'aria, e si leva via il restante con una scumarola onde il piombo che è più liquido possa separarsi. Queste *mattes* bene sgocciolate, vengono rigettate nel forno dalla prima porta. Alla prima impressione del fuoco, queste *mattes* che, quando erano liquide, ritenevano molto piombo, sia misto, sia combinato, lo lasciano scorrere abbondantemente e celaramente. Esse sono formate essenzialmente di un sotto-zolfuro che si trasforma in tal modo in zolfuro ordinario ed in piombo.

I prodotti di questa prima colata sono dunque del piombo, delle *mattes*, ed una materia scoriacea rimasta sull'aia. Il piombo e le *mattes* si separano nel bacino di ricevimento in forza della diversa loro densità. Si vede che le *mattes*, che sono formate di sotto-zolfuro di piombo, ripassano nel forno indefinitamente per essere sciolte, ciò che li trasforma in piombo che scola ed in zolfuro che rimane. Quest'ultimo riproduce la serie dei fenomeni che presenta il zolfuro naturale.

La materia scoriforme che giace in ultimo sull'aia è formata di:

Zolfuro di piombo	56, 0
Ossido di piombo	20, 0
Piombo metallico	17, 0
Zolfato di piombo	tracce
Ossido di ferro	6, 0
Matrice	1, 0

Questa analisi del signor Berthier, eseguita sopra una scorie dell'officina di Conflans, fa vedere che questo residuo può essere considerato come un ossizolfuro, oppure come un miscuglio d'ossido e di zolfuro. Riscaldato fortemente, darebbe del gas zolfoso e del piombo; ma si preferisce un trattamento riduttivo, la cui teorica è più complicata. Incominciamo a descrivere il processo.

2582. Lo schlich avendo di già fornito più della metà del suo piombo, si procede all'operazione del *ressuage*, che esige le disposizioni seguenti. Alcuni istanti dopo la seconda colata si rigettano le materie rimpetto alla seconda porta. Siccome allora una parte dell'aia che si trova nuda è esposta alla fiamma, così potrebbe rammollirsi e degradarsi nell'operazione della scarica; per cui si ha cura di gettarvi alcune badilate di calce, secondo che è di già più o meno danneggiata. La calce, agendo sulle materie che imbevono l'aia, dà origine ad un zolfato di calce e diminuisce la loro fusibilità. Si ottura allora l'ultima porta, alla quale si desiste di lavorare sino alla fine dell'operazione.

Si chiude anche la porta del mezzo dopo di avere rigettato presso del focolare le materie che si trovavano rimpetto ad esso, e non si apre in seguito che per innalzare le *mattes* che discendono nella colata.

Dopo che le materie sono rigettate rimpetto alla prima porta, esse vi subiscono una temperatura elevata che si aumenta ancora, spingendo fortemente il fuoco nel focolare, e ponendo della legna nello stesso forno. L'aggiunta di questa legna ha pure per oggetto di decomporre una parte dell'ossido di piombo che aumenta continuamente in quantità e che si cerca di ricondurre allo stato metallico. Si favorisce questo effetto rimescolando costantemente e mantenendo la temperatura della massa al rosso bianco. Durante questo tempo, il forno è ripieno di vapori bianchi assai densi; il prodotto in piombo diminuisce sempre ed il metallo sempre scorre misto con molte *mattes*; le spatole si arroventano celeremente, e si consumano; laonde si ha riguardo di non adoperare che le peggiori.

Si fa la terza colata dopo tredici o quattordici ore; questa colata conduce fuori sempre molte *mattes*, che si separano dal piombo nel modo seguente.

Si getta nel bagno assai caldo, un mezzo cesto di segature di legna e di schegge; ed al di sopra un poco di resina; si agita fortemente con una schiumaruola, ciò

che fa sviluppare un fumo denso. Un momento dopo si mette il fuoco alle schegge con un poco di resina accesa; si continua a rimescolare rapidamente e fortemente, in modo da mettere la materia carbonosa ed infiammata in contatto col piombo e colle *matte*. Le parti che erano ossidate si disossidano, e la *matte* rotta abbandona una parte del suo piombo, diviene più secca e più leggera. Quando la fiamma minaccia di estinguersi, si aggiunge della nuova resina per ravvivarla. Si procede in tal modo per quindici o venti minuti, a capo dei quali si leva via con un badile, indi con una schiumaruola tutta la *matte* mista con carbone che soprannuota al bagno per rigettarla nel forno. Questa *matte* indurita subisce alla prima azione del forno una liquazione che ne separa molto piombo.

Il piombo scoperto sembra di un rosso cupo; si procede allora a modellarlo. Le tre colate precedenti forniscono 475 ad un di presso del prodotto totale della fondita.

Per ottenere il restante del piombo, si continua il fuoco per un'ora: si agitano le materie colla spatola per un egual tempo, e si procede all'ultima colata. Si tratta il prodotto di questa colata come quello delle precedenti, e si mettono da parte le *matte* ottenute per farle passare alla fusione successiva.

2583. A Conflans, la prima parte dell'operazione non ha subito variazioni, ma il *ressuage* e l'ultima colata si fanno in un modo un poco diverso. La materia che lascia la prima colata essendo formata essenzialmente di zolfuro e di ossido di piombo, vi si aggiunge del carbone per ridurre l'ossido, il cui piombo si separa in questo modo. Indi si procede alla torrefazione per distruggere il zolfuro, ciò che fornisce ancora del piombo ed un nuovo miscuglio di zolfuro e di ossido sul quale si fa agire di nuovo il carbone. Per queste riduzioni e torrefazioni successive, si estrae una parte considerevole di piombo con abbondanti *matte*. Questo trattamento dura cinque ore.

Finalmente si aggiunge un eccesso di carbone, e si dà un colpo di fuoco violento. Scola ancora del piombo e delle *matte*, e rimangono sull'aia delle scorie nere e magnetiche formate di:

Silice	17, 0
Ossido di piombo	16, 0
Barite	11, 5
Protossido di ferro e ferro	53, 5
Zolfo	2, 0

100, 0

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 209

Questo è un silicato di protossido di ferro, di piombo e di barite, formato a spese della silice dell'aia, del ferro delle spatola e della barite del zolfato di barite delle matrici.

Il piombo dell'ultima o delle due ultime colate è più zolfurato e più impuro di quello che si ottiene nel primo lavoro, ciò che dipende dall'elevata temperatura che si è dovuto produrre per estrarlo dalle *crasses*. Si osserva pure che contiene meno argento. Le *crasses* rimaste nel forno vengono estratte e gettate nell'acqua fredda; esse ascendono al 23 per 100 del minerale crudo, e si fanno passare nel forno a manica, dove esse rendono in circa 6 parti di piombo.

Il prodotto ordinario di una fusione è di 800 kil., vale a dire: cento parti di minerale forniscono 64 di metallo in circa, cui bisogna aggiungere 6 per il metallo che si estrae dalle *crasses*; in tutto 70 per 100 di minerale crudo. Si hanno però alcune volte dei risultamenti meno vantaggiosi; ma l'equilibrio si stabilisce nelle fusioni susseguenti. Queste differenze dipendono d'ordinario dalla formazione delle *mattes*, e quando queste sono più abbondanti, il loro prodotto passa nei trattamenti successivi. La quantità delle *mattes* varia da uno a due quintali metrici.

Lo stesso sistema di trattamento è stato adoperato a Poullaouen. Le cariche alquanto rilevanti vi sono di 1300 kil., mentre a Conflans sono di 1000 kil. ed a Pezay di 1250 kil. A Poullaouen, esse constano di 800 kil. di minerale di Poullaouen e di 500 kil. di minerale di Huelgoët. Si ottiene egualmente del piombo, delle *mattes*, ed una scoria definitiva che ha ricevuto il nome di *crasses* bianca. Siccome il piombo è ivi argentifero, così noi ce ne occuperemo altrove; le *mattes* ricche che l'accompagnano sono formate, secondo il signor Berthier, di diversi zolfuri misti d'ordinario di piombo e di *crasses*. Esse contengono:

Zolfuro di piombo . . .	62, 5	55, 2
Zolfuro di rame . . .	4, 0	0, 4
Zolfuro di ferro . . .	1, 5	3, 8
Zolfuro di zinco . . .	0, 0	11, 0
Piombo	32, 0	0, 0
Scorie	0, 0	29, 6
	100, 0	100, 0

In quanto alle *crasses* bianche, residuo finale della fusione, esse contengono:

Silice	24, 0
Ossido di piombo . . .	30, 0
Ossido di zinco	27, 0
Ossido di ferro	12, 0
Zolfuro di piombo . . .	4, 0
Zolfato di piombo . . .	3, 0

100, 0

Si è dunque ancora come nel trattamento di Conflans un miscuglio di diversi silicati, tra i quali si vede figurare il silicato di zinco, ciò che proviene dalla presenza della blenda nel minerale, mentre non si incontra silicato di barite, a causa dell'assenza del zolfato di barite. Queste variazioni nella natura delle basi non alterano il processo nè la tendenza delle reazioni che rimangono le stesse.

Lo stesso processo posto in uso ad Holzappel, presso la valle del Mein, sopra un minerale carichissimo di blenda, dà dei risultamenti che confermano intieramente quelli già indicati.

Le scorie definitive rimaste sull'aia, dopo l'estrazione completa del piombo, contengono, secondo l'analisi del signor Berthier:

Silice	10, 0
Ossido di piombo . . .	38, 9
Zolfato di piombo . . .	8, 0
Ossido di zinco	30, 5
Ossido di ferro	5, 6
Id. di mang. allumina .	2, 0
Zolfuro di piombo . . .	5, 0

100, 0

Questo è dunque ancora un miscuglio dei diversi silicati prodotti dalle basi che hanno avuto origine nel trattamento.

Le spatole si ricoprono, in questa officina, di una scoria di color grigio nero, formata secondo Berthier di:

Silice ed allumina . . .	2, 4
Ossido di piombo . . .	61, 2
Zolfato di piombo . . .	4, 4
Ossido di ferro	16, 0
Ossido di zinco	15, 2
Zolfo	1, 8

101, 0

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 211

Si è, come vedesi, il zolfuro di piombo e di zinco che cede il suo zolfo al ferro, e forma in tal modo da prima tre sotto-zolfuri poco fusibili che aderiscono all'attrezzo. Questo strato si ossida in seguito in contatto dell'aria, e dà tre ossidi metallici misti o combinati.

Trattamento inglese al forno a riverbero.

2584. Il lavoro al forno a riverbero, come abbiamo già detto, ha preso origine in Inghilterra. Si eseguisce nel Derbyshire ed in alcune officine dei contorni di Alston-Moor, col mezzo di un processo analogo a quello che abbiamo descritto; ma, sotto il punto di vista economico, il lavoro è meglio diretto. D'altronde, la natura delle matrici introduce qualche modificazione nei prodotti e nei processi, che rendono il loro esame molto importante. La ricchezza del minerale varia molto; i saggi vi indicano delle quantità di piombo che vanno dal 23 al 75 per 100. Si mescolano insieme diverse specie di minerali, per facilitare la fusione delle matrici l'una coll'altra, e si seguono a questo riguardo delle regole pratiche, la cui teorica si deduce facilmente dalle analisi che verranno riferite in seguito. Ecco in qual modo l'operazione si eseguisce a Léa.

Vi si trattano due specie di minerali: la galena pura ed un minerale misto che contiene:

Zolfuro di piombo . . .	55
Carbonato di piombo . . .	23
Zolfato di barite	19
Argilla	3

Si mescolano insieme questi due minerali ad un di presso in parti eguali, e se ne trattano ad un tempo 812 kilog.

I forni a riverbero inglesi sono generalmente muniti di una tramoggia posta sulla volta, e nella quale si mette la carica. Tosto che un'operazione è terminata, che il forno è isbarazzato dalle scorie e dalle *crasses*, si chiudono di nuovo i due orificii di scolo con un cemento di calce viva stemperata nell'acqua. Si leva via la lastra di ghisa che si ritrova al di sotto della tramoggia, e levando via la tavola a *coulisse* che ne chiude l'orificio inferiore, si fa cadere tutta la nuova carica nel forno, e si distende sull'aia con un riavolo.

Si chiudono le parti del forno, affinchè possa riscaldarsi. A capo di due ore, si riaprono le porte e si lasciano in questo stato sino a che il fumo che riempie

il forno sia scomparso. Si chiudono e si dà un secondo colpo di fuoco. Per la seconda volta si aprono le porte e si rimescola il minerale alternativamente per le aperture dell'uno e dell'altro lato del forno. La materia è pastosa, ed il piombo scaturisce da tutte le parti verso il crogiuolo.

Il zolfuro di piombo trovasi convertito in zolfato durante il primo colpo di fuoco. Se a capo di qualche tempo si aprono le porte per raffreddare il forno, ciò si fa senza dubbio per opporsi ad una fusione troppo pronta; la proporzione del zolfato prodotto, non essendo abbastanza notevole, la reazione del zolfato e del zolfuro sarebbe incompleta. Dopo il secondo riscaldamento, il zolfato trovandosi prodotto in quantità sufficiente, si agita la materia, la reazione si determina ed il piombo scorre da tutti i lati, nello stesso tempo che si sviluppa dell'acido zolfoso.

Dopo tre ore e mezzo, la materia sembra disposta a rendersi liquida. Si aggiungono allora nove badilate di fluoruro di calcio, miste con carbonato di calce, nelle proporzioni di tre parti di fluoruro di calcio sopra una parte di carbonato di calce. Si getta questo miscuglio per le porte dal lato dal mastro fonditore; tre badilate per la porta che è più vicina al cammino, indi tre per quella dal lato del focolare, ed in ultimo tre altre per la porta di mezzo.

Si mescola il fondente col minerale, col mezzo della spatola, e dopo di avere chiuse tutte le porte, si dà un terzo colpo di fuoco. Si aggiunge al bisogno un poco di fondente, se il primo non è bastato; finalmente la massa entra in fusione completa.

Si fa colar fuori le scorie povere, e quando cessano di colare, si richiude il buco che si era aperto per farle escire. Si getta per la porta di mezzo del carbon fossile minuto, per consolidare le scorie ricche rimaste sul bagno in istato di semifluidità, che impedisce di estrarle con un riavolo, o di farle colare pel buco che ha dato uscita alle scorie più liquide. Si adopera qualche volta la calce in luogo del carbon fossile per lo stesso oggetto. Ma la calce aumenta senza bisogno la massa delle mazzette da fondersi. Finalmente si apre il buco della colata, ed il piombo passa nel bacino di ricevimento.

Si estraggono le scorie ricche per la parte di mezzo, dal lato opposto alla colata.

L'operazione dura cinque ore.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 213

Si levano via le *crasses* che formano una grossa crosta alla superficie del bagno di piombo, col mezzo di una schiumaruola; si comprimono coll'appoggiare la schiumaruola sopra una barra di ferro fissa che attraversa il bacino, e si gettano le *crasses* compresse nel forno dal lato del ponte. Esse vi subiscono una specie di liquazione; il piombo scorre fuori, e passa nel bacino di ricevimento. Di tempo in tempo si getta sopra queste *crasses* una piccola quantità di fondente ordinario, formato di carbonato di calce e di fluoruro di calcio.

La rifusione delle *crasses* dura circa un'ora.

Mentre si eseguisce questa operazione, si modella il piombo in apposite lingottiere.

Le scorie povere sono opache, bianche o grigiastre; servono a fabbricare l'aia od a riparare le strade. Le *crasses* sono rifuse nel forno a manica.

Le scorie fusibili che si rigettano sono formate di:

Fluoruro di calcio	16, 0	13, 6
Zolfato di barite	25, 0	30, 0
Zolfato di calce	22, 5	33, 0
Zolfato di piombo	22, 0	9, 0
Ossido di ferro e di zinco	4, 5	4, 0
Calce	8, 0	8, 8
Acido carbonico e perdita	2, 0	1, 6

100, 0 100, 0

Queste analisi dimostrano che il fondente adoperato a Léa serve pel suo carbonato di calce a decomporre il zolfato di piombo che è stato prodotto in eccesso. L'ossido di piombo messo in libertà reagisce sulla galena non torrefatta, si riduce e la riduce essa stessa, convertendo il suo zolfo in acido zolforoso.

2585. Il fluoruro di calcio agisce evidentemente come fondente; esso rende fusibili i zolfati di piombo, di barite e di calce, che da soli o mescolati non si fonderebbero alla temperatura alla quale si opera. Questa azione che si è indotti ad attribuirgli *a priori*, trovasi pienamente confermata dalle esperienze del signor Berthier.

Due atomi di fluoruro di calcio ed un atomo di zolfato di barite danno una materia che diviene perfettamente liquida a 50 gradi pirometrici.

Un atomo di fluoruro di calcio ed un atomo, due atomi, o mezzo atomo di zolfato di calce, danno dei prodotti assai liquidi alla stessa temperatura.

Un atomo di fluoruro di calcio con uno o due atomi

di zolfato di piombo, danno dei prodotti perfettamente liquidi allo stesso grado di calore.

Finalmente i tre zolfati riuniti danno egualmente col fluoruro di calcio dei composti perfettamente fusibili alla stessa temperatura.

Dal complesso di questi risultamenti si potrebbe conchiudere, che l'uso del fluoruro di calcio, ben diretto, dovrebbe avere specialmente per iscopo di render fusibile il zolfato di barite contenuto nel minerale, del pari che il zolfato di calce che può formarsi a spese della calce contenuta nelle matrici. Se l'ossidazione non fosse oltrepassata, non dovrebbe esser necessario di aggiungere del carbonato di calce e dovrebbe concentrarsi poco zolfato di piombo nelle scorie. È molto difficile del resto, in una operazione a tentone come questa, di giungere appunto a produrre la dose di zolfato di piombo necessaria alla riduzione del solfuro. Quando si ossida troppo poco, rimangono delle *mattes*; quando si ossida troppo, rimane del zolfato di piombo. Il processo inglese si regolerebbe facilmente, se ad ogni parte del minerale un poco notevole che si avesse a trattare, si studiasse la composizione chimica delle scorie, sino a che col mezzo di lievi modificazioni fatte all'andamento del forno, si giunga a sbarazzarle dal zolfato di piombo, senza adoperare del carbonato di calce.

Il saggio delle scorie si farebbe facilmente, senza ricorrere all'analisi umida; basterebbe di farle passare al crogiuolo col doppio del loro peso di flusso nero, ed un decimo od un ottavo del loro peso di ferro in limatura.

Le scorie ricche rimaste dopo lo scolo delle scorie povere, constano di :

Fluoruro di calcio	7, 2	8, 5
Zolfato di barite	22, 0	24, 4
Zolfato di calce	1, 6	5, 6
Zolfato di piombo	12, 0	30, 0
Ossido di ferro	15, 4	5, 6
Ossido di zinco	7, 2	8, 0
Calce	14, 0	14, 7
Zolfato di piombo	17, 6	2, 0
Acido carbonico e perdita . . .	3, 0	1, 2

100, 0 100, 0

La formazione di queste scorie dipende evidentemente da ciò che i zolfati sono troppo abbondanti per essere ridotti allo stato liquido col fluoruro di calcio adoperato.

Vi è dunque tendenza a farsi due composti, l'uno fluido e l'altro solido, tra i quali i diversi elementi si dividono come nel vetro che si devetrifica. La formazione delle scorie ricche dipende dunque ancora da una torrefazione troppo inoltrata, dall'aggiunta della calce, che ne è la conseguenza, e dalla formazione troppo abbondante dei zolfati di piombo e di calce.

Non si può evitare la loro produzione coll' accrescere la dose del fluoruro di calcio, poichè si disperderebbe in una massa di scorie troppo grande il zolfato di piombo che esse contengono, e da cui si estrae il metallo col mezzo del forno a manica.

Non sarebbe nemmeno conveniente di cercare di prevenire la loro produzione, tentando una torrefazione più moderata, sopprimendo la calce dal fondente.

Bisognerebbe in tutti i casi conformarsi al metodo attualmente seguito, che consiste nell'aggiungere il fluoruro di calcio in dosi, sino a che la massa divenga liquida e non più. Questo metodo dividerebbe sempre i prodotti in tre classi; il piombo, le scorie ricche di zolfato di piombo, poco fusibili, e le scorie povere di zolfato di piombo, molto fusibili. Questa classificazione è la più vantaggiosa che si possa ricercare.

Le scorie ricche vengono fatte passare al forno a manica. Si carica questo forno sino ad un pollice o due al di sotto del bucolare, di frantumi di carbon fossile raccolto nel ceneratoio del forno a riverbero. Il resto della sua capacità è ripieno di coke in pezzi, sui quali si caricano le scorie, miste con minerale povero, avendo per matrice del carbonato di calce e del fluoruro di calcio, del pari che coi vapori che si depongono nel cammino del forno a riverbero.

Si ottiene del piombo ridotto ed una nuova scoria: questi due prodotti si riuniscono in un bacino di ricevimento.

La scoria scola in un tino rettangolare ripieno di acqua fredda, vi si divide, e lascia deporre dei grani di piombo che si separano in seguito colla pilatura e colle lozioni. Il piombo viene diretto in un bacino di ghisa circondato di carbone; si cava fuori e si modella.

Le scorie contengono:

Fluoruro di calcio . . .	13, 4
Silice	13, 0
Barite	30, 0
Calce	18, 5
Protossido di ferro . . .	14, 5
Ossido di zinco	2, 5
Piombo	1, 0
Allumina	2, 0
Zolfo	7, 0

101, 9

I zolfati sono dunque scomparsi; in loro luogo trovansi dei zolfuri metallici difficili a determinarsi, e dei silicati formati a spese della silice, che contengono le ceneri del coke. Il fluoruro di calcio trovasi tal quale vi fu adoperato, e per singolare combinazione diviene una delle sostanze più utili del trattamento. Possiede esso la facoltà di combinarsi coi zolfuri alcalini, come ha quella di unirsi coi zolfati, e dà così origine a composti omogenei e fusibili.

Il signor Berthier ha verificato in tutti, che un atomo di fluoruro di calcio può formare con un atomo di zolfuro di barite o di calcio, dei composti omogenei e fusibili. Questa proprietà non si estende sino ai zolfuri delle quattro ultime sezioni, il che spiega in qual modo i zolfuri alcalini passano nelle scorie, mentre il zolfuro di piombo non è preservato dalle reazioni che possono convertirlo in piombo.

2586. Ad Holywell si adopera un forno a riverbero rappresentato dalle fig. 1 e 2, tav. 53. Questo forno non diversifica da quello di Léa che per le proporzioni, e per l'assenza di un buco di scolo per le scorie. Un solo cammino serve a tutti i forni dell'officina. Questa disposizione, adottata in Inghilterra, ha per iscopo di dare alle materie piombose trasportate via il tempo di deponersi, e di portare molto in alto nell'atmosfera l'acido zolfoso che si sviluppa. Il cammino d'Holywell ha 55 metri di altezza, 9 metri di diametro esterno alla base e 3^m, 6 alla sommità.

I minerali che si trattano ad Holywell sono galene molto refrattarie, miste con blenda, calamina, pirite, carbonato di calce, senza fluoruro di calcio. Si servono mutuamente di fondente. La carica è di 1000 kilog. L'operazione dura da quattro a cinque ore. Il combustibile è un carbon fossile inferiore.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 217

Si procede da prima ad una torrefazione che dura due ore. Il forno è mantenuto ad una bassa temperatura. Si fonde in seguito, innalzando fortemente il calore e chiudendo le porte. Si produce del piombo e delle scorie ricche.

Si riconducono queste scorie sull'aia; si mescolano col minerale non ridotto, e si agita il tutto per qualche tempo. Il forno si raffredda, ciò che permette alle *matte* di rappigliarsi. Si dà un secondo colpo di fuoco per fondere, e si ottiene una nuova quantità di piombo colle scorie.

Queste scorie sono ricondotte di nuovo sull'aia, e si incomincia la serie di operazioni che precede, e si dà finalmente un terzo colpo di fuoco.

Si fanno dunque tre torrefazioni e tre fusioni; per queste ultime si aumenta sempre più il fuoco; la terza, specialmente si eseguisce ad un calore elevatissimo.

Le scorie vengono fatte passare al forno a manica.

A conti fatti gli *schlich* che al saggio rendono da 70 a 72 forniscono circa 66, 5 tanto al forno a riverbero, quanto al forno a manica. Il forno a riverbero consuma 500 kil. di carbon fossile per operazione.

I minuti coke abbruciati nel forno a manica sono di nessun valore.

2587. Nell'officina di Grassington nell'Yorkshire, si adopera un forno rappresentato dalla tav. 53, fig. 3 e 4. I minerali constano di galena mista con carbonato di piombo, con una matrice formata di carbonato di calce e di zolfato di barite.

La carica è di 1000 kilog. Si torrefa il minerale per tre o quattro ore; in seguito si fonde. Si essicano le scorie con calce mista di carbon fossile minuto, si innalzano sull'aia e si ripete per tre volte la fusione e l'essiccamento di queste scorie. Si aggiunge qualche volta il fondente di fluoruro di calcio. Finalmente il bagno di piombo è sempre mantenuto coperto di uno strato di calce. L'operazione dura da sette ad otto ore. Si consuma 420 kil. di carbon fossile. Si ottiene da 620 a 710 kil. di piombo.

La *crasses* vengono fatte passare nel forno a manica.

La natura delle scorie di questa officina varia, secondo che si aggiunge del fluoruro di calcio, o non se ne aggiunge, e secondo la quantità di questo fondente che si adopera. Il signor Berthier ha ritrovato, entro

scorie non fuse, e conseguentemente formate sotto l'influenza di una debole proporzione di fondente.

Fluoruro di calcio . . .	1, 5
Zolfato di barite . . .	51, 0
Zolfato di calce . . .	10, 6
Piombo in parti ossidate	34, 0
Ossido di ferro . . .	3, 0

100, 1

2588. Nell'officina di Redruth, in Cornovaglia, si divide l'operazione. Il minerale vi è da prima sottoposto ad una preventiva torrefazione in un forno a riverbero. La carica è di 600 kil.; la torrefazione dura dodici ore, e consuma in circa da 100 a 120 kil. di carbon fossile.

Il minerale torrefatto viene trasportato nel forno di riduzione dove si termina la torrefazione, riscaldandolo gradatamente per tre ore. Si fonde allora e si ottiene un bagno di piombo e delle scorie. Il trattamento delle scorie col carbon fossile minuto e colla calce, il raffreddamento del forno, le torrefazioni e fusioni successive si eseguiscono in modo analogo a quello descritto superiormente.

Il consumo del carbon fossile è di 2000 kil. La carica di schlich torrefatto è di 2000 kil.

Il signor Berthier ha esaminato le scorie ed i depositi che si attaccano all'entrata dei cammini del forno da riduzione. Vi ha ritrovato:

	Scorie.	Depositi.
Silice	35, 0	20, 6
Protossido di ferro . . .	22, 5	tracce
Calce	19, 0	0, 2
Ossido di piombo . . .	12, 0	71, 2
Ossido di zinco	6, 0	0, 0
Allumina	3, 5	7, 4

98, 0

99, 4

I depositi sono notabili per l'assenza del zolfato di piombo evidentemente dovuto all'elevata temperatura del forno, che ha determinato la decomposizione del zolfato formato al principio dalla silice e dall'allumina dei mattoni. Questa elevata temperatura si manifesta ancora per la natura delle scorie che sono poco fusibili.

Queste circostanze spiegano il consumo straordinario di combustibile che si fa in queste officine. Essa dipende senza dubbio dalla natura dei minerali, e non già dalla

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 219
modificazione fatta al processo, poichè la torrefazione preventiva non può avere alcun inconveniente, quando non sia oltrepassata.

Trattamento della galena al forno scozzese.

2598. Le manipolazioni caratteristiche del forno a riverbero e la teorica che serve a dirigerle ed a spiegarle, trovano una nuova applicazione nel modo di trattamento che ci facciamo a descrivere. Nel forno scozzese le reazioni sono probabilmente le stesse, ma sono mascherate in modo, che si deve indovinare per induzione ciò che accade nell'apparato, senza avere alcun mezzo di convincersene direttamente coll'esperienza. Si è ancora al signor Puvis che noi dobbiamo una descrizione minuta del trattamento, ed una discussione illuminata della teorica relativamente a questo genere di forni.

Quando la galena è pura, viene sottoposta alla torrefazione prima di essere fatta passare al forno scozzese. Questa torrefazione ha per iscopo di trasformarla in zolfato ed in ossido. L'esperienza prova che deve essere presso a poco completa perchè la fusione sia soddisfacente, ed il processo che sembra il migliore, consiste nell'effettuare la torrefazione in un forno a riverbero conveniente. Le fig. 1 e 2 della tav. 52 rappresentano quello in uso di preferenza in Inghilterra, e che la pratica fa considerare come il migliore nelle sue proporzioni.

La carica di un tale forno è di 9 ad 11 quintali e si torrefano tre cariche nello spazio di otto ore. Il minerale essendo disteso sull'aia, si spinge il fuoco, in modo da produrne un denso fumo alla superficie. Tutte le cure degli operai sono dirette sopra due punti durante l'operazione. Il primo consiste nel rinnovare la superficie esposta alla corrente dell'aria, ed a trasportare il minerale nelle diverse parti del forno, affine di dare una temperatura uniforme alla massa. Il secondo consiste nel prevenire la fusione. Tosto che quest'ultimo accidente si manifesta, si ha cura di andarvi incontro, agitando la parte agglutinata e rammollita. Quando la torrefazione è terminata, si estrae il minerale, e si fa cadere in una fossa piena d'acqua, disposta al di sotto di una delle grandi porte. Durante l'operazione della torrefazione, si produce dell'acido zolfoso, che si sviluppa, dell'ossido e del zolfato di piombo, che rimangono sull'aia, e quando il minerale contiene del carbonato di piombo, come accade in Inghilterra, questo

perde il suo acido carbonico e passa allo stato di ossido. Il vapor bianco che si depone nei cammini, varia secondo la natura del minerale. In Inghilterra, consta secondo il sig. Berthier, di:

Zolfato di piombo . .	65, 6
Ossido di piombo . .	10, 2
Ossido di zinco . .	13, 8
Ossido di ferro . .	3, 4
Silice ed allumina . .	5, 6

100, 0

Esso è venduto come colore, sotto il nome di *vapore di piombo*.

In molti casi, si sostituisce a questo processo, quello della torrefazione in mucchio, nei forni rettangolari. La disposizione che pare la migliore, in questo caso, consiste nel servirsi di forni di 3.^m di larghezza, 3.^m 5 di lunghez. e 1.^m 3 di altezza. Sul suolo disposto a scarpa dal di dietro al davanti, si dispone una catasta di 3 metri cubici di legna. D'altra parte, si fa un miscuglio di 100 quintali met. di schlich, con un volume eguale di polvere di carbone, e si inumidisce col mezzo di un latte di calce. Si dispone questo miscuglio sulla catasta, in istrati di 0, 3 alternante con simili strati di carbone minuto. Si ha cura di riservare dei buchi nello strato di minerale, e si riempiono di carboni, affinchè dopo la combustione di essi, i buchi stessi servano ad attivare la corrente. Si mette il fuoco, l'operazione dura 30 a 36 giorni, ed a capo di questo tempo, i $\frac{2}{3}$ di schlich sono intieramente torrefatti. Si separa il terzo non torrefatto, e si mette da parte per una seconda torrefazione, che lascia un nuovo residuo che si torrefa una seconda volta.

Durante il corso dell'operazione, le parti che ricevono un forte calore, entrano in fusione, e forniscono ciò che chiamasi *coulures*. Questo è un piombo impurissimo che viene posto a parte e fatto passare nel forno scozzese, dove subisce una liquazione che lo depura.

2590. Il forno scozzese che serve a ridurre il minerale torrefatto, è un forno basso, nel quale non si sviluppa che una temperatura poco elevata, e dove si pone il minerale ed il carbone alla rinfusa.

La fig. 8 tav. 50, presenta una sezione verticale di questo piccolo forno, fatta sulla linea S della fig. 9, che rappresenta un piano preso al livello del bucolare.

I minerali torrefatti che si fanno passare al forno scozzese, possono constare di ossido di piombo di silicato di piombo, di un miscuglio variato di ossido di silicato e di zolfato di piombo, nel quale pure il zolfato può divenire assai predominante.

Si vede facilmente in qual modo l'ossido ed il silicato si riducono in un forno dove vengono riscaldati misti col carbone; ma è meno facile di spiegare la riduzione in piombo dei minerali torrefatti ad una bassa temperatura, e per conseguenza assai ricchi in zolfato di piombo. Dietro la teorica, per la quale si spiega ciò che accade nel forno a riverbero, si potrebbe credere che convenisse di torrefare imperfettamente il minerale affine di dare origine ad una reazione utile tra il zolfato non intaccato ed il zolfato prodotto. L'esperienza prova però il contrario, e le operazioni non riescono che sopra minerali quasi intieramente torrefatti.

Diverse analisi di minerali torrefatti di Pezay, e le esperienze di torrefazione in grande, dimostrano che 100 parti di schlich crudo, danno 114 parti di schlich torrefatto, che si può considerare in generale come formati di

Zolfato di piombo . . .	88	oppure	77
Ossido di piombo . . .	16		14
Zolfato di piombo e terra	10		9
	114		100

È evidente che un miscuglio simile sottoposto all'azione di una temperatura elevata, in contatto col carbone, deve subire tali alterazioni, che il zolfato ripassi allo stato di zolfuro, l'ossido allo stato metallico, mentre i zolfuri non torrefatti si trasformano in sotto-zolfuri. Questo è almeno l'effetto che, in tali circostanze, queste materie subirebbero se fossero isolate. Per verità l'ossido od il zolfato possono reagire sul zolfuro, ma quest'ultimo è in così piccola proporzione, che il piombo procedente da esso sarebbe poco abbondante. Bisogna dunque ammettere che a misura che una parte del zolfato è ricondotto allo stato di zolfuro col carbone, questo zolfuro reagisce sulle parti di zolfato vicine, e dà origine all'acido zolforoso ed a *matte* poverissime di zolfo. Siccome le materie non sono che poco rammolite, così il piombo si separa da queste *matte* lasciando un zolfuro più ricco di zolfo e meno fusibile del piombo, zolfuro che reagisce di nuovo sul zolfato

residuo. Vi è dunque una serie di fenomeni assai complicata che si producono tutto ad un tratto senza dubbio in diverse parti del forno: formazione di zolfuro a spese del zolfato, col contatto del carbone; reazione del zolfuro sopra il zolfato che dà dell'acido zolfoso e delle *matte* povere di zolfo; liquazione di queste *matte*, ciò che le trasforma in piombo ed in zolfuro più zolfurato; finalmente reazione di questo zolfuro sui zolfati residui, nuova formazione di *matte*, ecc.

Finalmente, la differenza dei forni rende conto della differenza delle condizioni necessarie nello stato del minerale. In fatti, il forno a riverbero, che conduce al contatto di questo dell'aria pura e calda, tende continuamente a trasformare il zolfuro in zolfato. Col miscuglio si produce la reazione di due composti; ma alla fine rimane del zolfato per residuo. Nel forno scozzese al contrario, il carbone ed il gaz carbonato che ne provengono, esercitano continuamente un effetto disossidante. Il zolfato ripassa allo stato di zolfuro, questo reagisce sul zolfato intatto, ed in ultimo si è un zolfuro che forma il residuo.

Del pari che nel primo forno, non si può fondere un minerale torrefatto senza aggiunta di carbone; così nel secondo la fusione di un minerale mal torrefatto, o non torrefatto, non può effettuarsi che in quanto contenga del piombo carbonato che fornisca dell'ossigeno. Qualunque siano le proporzioni relative di zolfato, di ossido e di zolfuro, l'effetto riduttivo totale del carbone, sarà sempre lo stesso; e poichè nel minerale meglio torrefatto, i residui sono costantemente dei zolfuri, questi ultimi saranno tanto più abbondanti quanto più imperfetta sarà la stessa torrefazione. Si può vedere in modo più semplice il fatto che sembra certo, della conversione quasi completa del zolfato di piombo in piombo, nel forno scozzese. Le esperienze del signor Fournet, stabiliscono che il zolfuro di piombo può trasformarsi sotto l'influenza del carbone ad una temperatura elevata, in piombo puro; senza dubbio, in forza della formazione del zolfuro di carbonio.

Questa reazione basterebbe per spiegare la produzione del piombo, ma è più naturale di ammettere che tutte le reazioni che si sono indicate, contribuiscono al risultamento per quantità variabili all'infinito.

Si ammette in oggi con ragione, che la formazione del zolfato di piombo nella torrefazione, è un vero di-

fetto, malgrado la possibilità evidente di estrarne il piombo. Ma oltre alla formazione che ha luogo delle *mattes*, rende per la sua presenza la fusione più avventurosa. È dunque vantaggioso di torrefare ad una temperatura elevata, e specialmente di torrefare senza aggiunta di quarzo. Nel primo caso, si forma assai meno zolfato e più d'ossido; nel secondo si può ridurne quasi tutto il piombo allo stato di silicato facile a ridursi.

2591. Ciò posto, passiamo all' esame minuto dell' operazione. Essa consta della *fusione* propriamente detta e della *ressuage*.

Prima di procedere alla fusione si avvia il forno, abbruciando una ventina di kil. di carbone di legna. Si utilizza questa spesa col fondere le colature, quando se ne abbiano in serbo, perchè non esigono che bassa temperatura.

Dopo che il forno è nettato e sufficientemente riscaldato, si versa in esso una scorba di carbone, ed al di sopra le *crasses* che ricoprivano il bagno di piombo nell'ultima colata, e si lascia accendere il carbone lentamente senza darvi il vento.

Ciò fatto, si aggiunge $\frac{1}{3}$ di scorba di carbone, si gettano al di sopra dal lato del bucolare, 45 kil. di minerale, e si dà il vento.

Il piombo incomincia d' ordinario a colare, a capo di un quarto d' ora. Le cariche si succedono da mezz' ora in mezz' ora, sino a che siansi fatti passare i 400 kilog. che si debbono trattare durante la fusione. Questa quantità di minerale esige d' ordinario nove cariche che impieghino in tutto 8 ore; quando non rimane abbastanza minerale, per fare l' ultima carica, vi si aggiungono le *crasses* che l' operaio durante il lavoro, fa escire dal forno per l' apertura del ventre.

Durante tutto questo tempo, il lavoro degli operai, che è pochissimo penoso, consiste nel nettare il canaletto che serve a dare scolo al piombo, il quale non può che subire delle perdite col soggiornare nel forno; nell'innalzare sul fine le materie con un riavolo introdotto nel forno per l' apertura del ventre, e nel liberare il forno col far cadere a terra una parte delle *crasses*. Sono queste prime *crasses* quelle che si aggiungono qualche volta all' ultima carica di minerale.

Quando quest' ultima carica trovasi bastantemente discesa, si innalzano di nuovo le materie con un riavolo; si libera il forno, col fare escire presso a poco

una carica di *crasses*, che si rigettano al di sopra con mezza scorba di carbone, e si ha così la decima ed ultima carica della fusione propriamente detta.

Si è allora soltanto che si fanno vedere le *mattes*; una parte scola nella caldaia, dove gli operai preteudono che essa abbandoni del piombo; ciò che sarebbe una conseguenza della sua ricchezza in piombo, e del raffreddamento che subisce alla superficie.

Una parte della *matte* va a consolidarsi sulla parte esterna della lastra del fondo, si rigetta sul forno colla paletta, a misura che compare; e siccome è di già un poco indurita, così dà il suo piombo con facilità.

Si lascia discendere la decima carica sino all' altezza del bucolare, ciò che esige quasi tre quarti d' ora od un' ora. Uno degli operai, armato di un riavolo, innalza allora le *crasses* e le fa escire dal forno; un secondo operaio colla sua paletta impedisce che cadano nella caldaia, e le fa cadere a terra, il terzo operaio vi getta sopra dell' acqua, ciò che fa sviluppare un forte odore di gaz idrogeno zolfurato.

Essendo allora terminata la fusione, si procede al *ressuage*.

2592. Il *ressuage* consiste in una operazione presso a poco simile alla precedente, ma nella quale non si carica il forno che colle *crasses* che si sono formate sul bagno del piombo, quelle che sono rimaste nel forno, o le *mattes* che si sono raccolte nei condotti. Siccome la proporzione relativa delle sostanze terrose si è accresciuta molto per la separazione di una quantità considerevole di metallo, così il residuo richiede una temperatura più elevata di quella che si produceva al principio. Si ottiene questo risultamento o col riscaldamento primitivo del forno, o perchè si caricano delle materie di già riscaldate e miste con carbone; sia finalmente per l' accelerazione del vento, quando si può farlo.

Dopo che il forno è sgombrato e pulito, vi si gettano 1 scorba $\frac{1}{4}$ di carbone, ciò che lo riempie e vi si mette sopra la metà od il terzo delle *crasses*. Vi si gettano anche le schiume di piombo.

Quando la prima carica è discesa convenientemente vale a dire, ad un di presso a capo di mezz' ora, si aggiunge una mezza scorba di carbone; ed al di sopra il resto della *crasses*.

Tutte le cariche successive che sono in numero di tre o quattro, si fanno presso a poco nella stessa maniera;

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 225

l'operaio col suo riavolo, innalza le materie, sgombra il basso del forno, facendo escire una parte delle *crasses* che si ha cura di raffreddare coll'acqua, per rigettarle in seguito sul forno colle altre. Si aggiunge ad ogni volta presso a poco una mezza scorba di carbone e sei conche di *crasses*, e quantunque la proporzione relativa del carbone sia minore che nella fusione, ciò non ostante la temperatura si innalza abbastanza, per le ragioni indicate per fondere le *matles* che sciolano più abbondantemente.

Si congiunge all'ultima carica, le *crasses* del bagno di piombo raccolto durante il *ressuage*, e si lascia discendere il tutto a poco a poco, a misura che il combustibile si consuma. A quest'epoca, le *crasses* impoverite divengono più difficili a fondersi, la temperatura si abbassa, e le pareti del forno si coprono di bottoni, che gli operai distaccano con un riavolo o con una paletta, oppure anche con un lungo scarpello che si batte a colpi di martello. I frammenti distaccati, vengono estratti dall'apertura del ventre, o dall'alto del forno, quando sono troppo voluminosi. Le *crasses* che si raccolgono in tal modo, sono mescolate di carbone e di globetti di piombo; esse formano la quinta o la sesta parte della quantità del minerale adoperato. Si fanno passare al forno a manica, e con ciò rendono dal 15 al 20 per 100, di un piombo più povero in argento, quando il minerale è argentifero, di quello procedente dalla fondita, ma meno povero di quello fornito dalle *crasses* dei forni a riverbero.

È importante di osservare che il lavoro di questo forno è assai facile, e che riesce quasi sempre bene, laonde non è necessario, come in molte altre operazioni; di sottoporsi ad un andamento costantemente uniforme.

Ecco i prodotti ordinari di una fusione:

400 k. minerale torrefatto

danno 130 k. piombo colla fusione.
85 id. col *ressuage*.

70 od 80 k. di scorie che
ne provengono, danno

al forno a manica. . . 15 id.

Totale k. 230 id.

Consumando 75 od 80 k. carbone per la fusione.

75 od 80 k. pel *ressuage*.

Vale a dire che 100 parti di minerale crudo danno

circa 65 di metallo, di cui 61, 5 procedente dalla fusione e dal *ressuage* e 3, 5 dalle *crasses*.

2593. In Inghilterra il lavoro al forno scozzese non si eseguisce intieramente come a Pezay.

I vantaggi del processo adoperato altre volte a Pezay, e di cui si è data la descrizione, sono molto dubbiosi, quando si tratti di un lavoro regolare e considerevole. Ma questo processo si presta facilmente al trattamento delle sostanze piombose, che alcune circostanze possono costringere a dover trattare, e che si hanno in quantità troppo limitata per coprire le spese di edifici dispendiosi, come quelle di tutti i grandi forni in uso cogli altri metodi.

Il processo inglese consuma meno combustibile di quello di Pezay; il suo andamento è più rapido, e con queste due circostanze, può rivaleggiare cogli altri processi. Vi si trattano dei minerali ordinari torrefatti nel forno a riverbero, oppure dei minerali non torrefatti, ma contenenti molto carbonato di piombo.

Quando si è ultimata una fusione, una parte del minerale designato sotto il nome di *browse*, giace in uno stato di scmi-riduzione misto col *coke* e colle *scorie*. Si trova più vantaggioso di conservarlo per principiare l'operazione successiva, piuttosto che adoperare il minerale crudo od anche torrefatto.

Per mettere il forno in fuoco, se ne riempie l'interno con torba modellata in mattoni, avendo cura di disporre quelli che sono posti sulla parte anteriore, in forma di muraglia. Per aumentare il calore, si gettano alcune badilate di carbon fossile sopra la torba. Quando il tutto è convenientemente acceso, si getta al di sopra, una certa quantità di *browse*. Nello stesso tempo, la maggior parte delle materie contenute nel forno, è condotta sulla lastra del lavoro, col mezzo di un vasto carro di ferro; il rifiuto del minerale chiamato scorie grigia, e che un fonditore esercitato, distingue pel suo splendore che è maggiore di quello del *browse*, viene levato col badile, e gettato a diritta nell'angolo esteriore del forno. Si rigetta allora nel forno il *browse* rimasto sulla lastra di lavoro, aggiungendovi un poco di carbone, se è necessario. Se la *browse* non è abbastanza depurata dalle scorie, si aggiunge della calce, che dà alle parti terrose la proprietà di riunirsi in loppe o palle. Queste loppe, che chiamansi *grey-slag* contengono da un decimo sino ad un quindicesimo del piombo conte-

nuto nel minerale. Si fonde in seguito in un forno a manica, adattato a quest'uso, per estrarre il piombo.

Dopo di avere rigettato il *browse* nel forno, si getta su di esso alcune badilate di minerale; ma prima di fare questa operazione, e dopo di avere levato via la scorie, si mette davanti al bucolare un mezzo mattone di torba, per forzare il vento a dividersi ed a percorrere tutti i vuoti che rimangono nel forno. Ciò fatto, e dopo un intervallo di 10 a 15 minuti, le materie contenute nel forno, sono di nuovo ricondotte sulla lastra di lavoro, e la scorie viene levata via. Si mette allora un nuovo pezzo di torba davanti al bucolare, si aggiunge della calce in proporzioni convenienti, e si ricarica di nuovo.

Lo stesso lavoro ripetuto per quattordici o quindici ore, forma ciò che chiamasi una *ripresa*; durante questo tempo si ottiene da 20 a 40 quintali di piombo.

Con questo processo, la parte più pura del piombo al pari dell'argento, è separata per liquazione, per così dire, dalle materie colle quali trovasi mescolata, senza che queste entrino in fusione. La debole temperatura adoperata nel forno scozzese, è la causa principale della purezza del piombo che vi si ottiene.

In questo processo, il minerale rende 66 per 100 di piombo di ottima qualità, e si fanno passare 100 kil. di minerale in quaranta minuti. Le scorie che procedono dal trattamento, hanno bisogno di una fusione completa; esse sono fatte passare nel forno a manica, dove rendono quasi tutto il piombo che ritenevano.

Trattamento della galena al forno a manica.

2594. Il forno a manica rappresentato dalla figura 10 ed 11, tav. 50, è adoperato come il forno scozzese, pel trattamento delle galene preventivamente torrefatte. La differenza che esiste tra questi due forni, sta specialmente nella temperatura che è più elevata nel forno a manica, ciò che permette di fondervi dai prodotti meno ricchi di piombo, ed assai più carichi di materie terrose.

Noi non ritorneremo sulla torrefazione del minerale, poichè si opera egualmente nei due casi; non ritorneremo nemmeno sulla teorica, poichè sarebbe la stessa se si facessero passare dei prodotti identici nei due forni. È da presumersi però che la fusione più rapida che si opera nel forno a manica, esige che il minerale torrefatto sia meno ricco in zolfato.

2595. Ecco, come esempio di questo genere di trattamento, il processo seguito a Villefort, che, sotto certi rapporti, è degno di osservazione. Il minerale assai ricco in argento, vi è lavato molto imperfettamente affine di non perdere nulla. Gli schlich sono formati ad un di presso di 0,40 di galena, 0,10 di pirite mista con un poco di blenda, e 0,30 di matrice terrosa. Si fa passare ad un tempo, 650 k. di schlich al forno a riverbero, al principio per torrefare la materia, ed in seguito per fonderla. La prima epoca della torrefazione dura sette ore; lo schlich è riscaldato a rosso, e rimescolato da mezz'ora in mezz'ora. La seconda epoca dura cinque ore; il calore vi è più elevato, ad oggetto di intaccare le ultime parti dei zolfuri. Finalmente, si spinge il fuoco vivamente, per tre o quattro ore, e quando la massa è in piena fusione, la si cola sull'aia della fonderia, e si innaffia con acqua per consolidarla. La materia fusa è della seguente composizione:

Zolfuro di piombo . .	4, 5	0, 0
Zolfato di piombo . .	19, 0	11, 0
Ossido di piombo . .	51, 0	61, 3
Ossido di ferro . . .	10, 2	9, 0
Ossido di zinco . . .	1, 4	1, 0
Calce e magnesia . .	2, 4	3, 2
Allumina	0, 5	0, 5
Silice.	6, 4	12, 2
Zolfato di barite . . .	1, 6	1, 8

97, 0 100, 0

Questo è un miscuglio di sotto-zolfato di piombo, e di sotto-silicato di piombo e di ferro. In questa operazione, si ha evidentemente per oggetto, di procurarsi un prodotto esente di zolfato. Si è dunque dall'epoca della fusione che dipende tutto il successo dell'operazione. Eseguita troppo tardi, si consumerebbe molto combustibile, e si avrebbe del zolfato in quantità notabile. Troppo presto, resterebbe del zolfuro. Ma tra questi due limiti, possono formarsi molti miscugli, capaci di lasciare un residuo ossidato dando molto piombo libero. Il signor Berthier propone con ragione, di dirigere l'operazione verso questo scopo, che avrebbe ad un tempo, il vantaggio di separare una quantità considerevole di piombo, e di lasciare un residuo esente di zolfato.

Si fa passare al forno a manica questo schlich torrefatto. Si ottiene del piombo, pochissime *mattes*, ed una scorie che contiene appena del piombo.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 229

Le *mattes*, assai ricche in argento, contengono:

Zolfuro di ferro	3
Zolfuro di rame	4
Sotto-zolfuro di piombo .	90
Zolfato di zinco e di antimonio	3

100

Tra le scorie, ve ne sono di quelle che sono ricche e che hanno bisogno di essere fatte passare al forno a manica; esse sono formate di:

Silice	40, 8
Ossido di piombo . .	8, 8
Protossido di ferro .	27, 0
Calce	10, 0
Barite	7, 6
Allumina	3, 8
Magnesia	1, 7

99, 7

Le scorie comuni non contengono più di 3 per 100 di piombo.

Trattamento della galena col ferro.

Il processo generale consiste nel trasformare il zolfuro di piombo in piombo ed in proto-zolfuro di ferro, coll'aggiunta di sostanze assai ferruginose. Questo processo si divide in due, per la natura del combustibile e la forma dei forni.

Forni diritti.

2596. L'uso dei forni diritti è stato l'oggetto di esperienze ben fatte nella fonderia di Tarnowitz. Si è confrontato il carbone di legna, il carbon fossile ed il coke. Quest'ultimo combustibile ha fornito i risultamenti i più vantaggiosi ed ha ottenuto la preferenza. Queste esperienze, fatte col mezzo di un alto forno di 20 piedi di altezza, furono eseguite sopra una grande scala, e meritano per conseguenza una grande attenzione. Noi non riferiremo qui che i risultamenti relativi al carbone di legna ed al coke.

Fusione col carbone
di legna.

Fusione col coke.

Di 35,000 kil. di minerale.

Di 35,000 kil. di minerale.

Prodotti.

17,649 kil. di piombo d'opera.	22,472. kilog. di piombo d'opera.
12,614 kil. di <i>matte</i> contenenti dietro il saggio 4,134 kil. di piombo.	9,169 kil. di <i>matte</i> contenenti dietro il saggio, 1,590 di piombo.
4.823 kil. di scorie impure, frantumi di forno, contenenti 1,325 kil. di piombo.	5.777 kil. di diversi prodotti contenenti 650 kil. di piombo.
In tutto 23,118 kilog. di piombo, di cui 17,649 della prima fusione.	In tutto 24,670 kilog. di piombo d'opera, di cui 22,472 della prima operazione.

Consumo.

109 metri cubici di carbone di legna.	20 metri cubici di coke.
5,088 kil. di ghisa.	5.247 kil. di ferro.
360 ore di tempo.	264 ore.

Il calore più forte prodotto dal coke fa discendere più rapidamente le cariche, e nello stesso tempo dà una fluidità più perfetta delle scorie, dal che risulta una separazione assai più pronta e più completa del piombo metallico; laonde la quantità del metallo ottenuto immediatamente è più considerevole, mentre quella delle *matte* è minore nella stessa proporzione. Quando la *matte* ferruginosa ritiene ancora una quantità notevole di piombo, questa è una prova che l'operazione non è riescita bene. Dacchè la fusione col coke è attivata entro forni convenienti, la *matte* è così povera, che essa non potrebbe essere fusa da sola con vantaggio. Ma si aggiungono nella fusione degli schlich, che contengono molto meno piombo dei minerali scelti. La ricchezza di queste *matte* a termine medio è di 2 per 100 di piombo.

Il processo della fusione attualmente in uso, varia secondo lo stato e la ricchezza del minerale. Pel minerale scelto consiste nel fonderlo col coke, con aggiunta di 12 a 14 per 100 di ferro in granaglia, di 12 di scorie di fucina, e 36 di scorie pure derivante da una fusione precedente.

Il forno ha 4 piedi e 1/2 di altezza, 12 pollici di larghezza e 3 piedi di profondità. Il bucolare è posto 15 pollici al di sopra della superficie del bacino di *avant-foyer*; l'aia, di brasca, ha una pendenza di 20 pollici su tutta la sua lunghezza.

La carica consta di:

5300 kil. di minerale il più puro.

650 kil. di ghisa in granaglia.

636 kil. scorie di raffinerie di ferro.

1908 kil. scorie di una fusione precedente.

Il consumo del coke è di 2, 5 metri cubici e l'operazione dura da 16 a 17 ore.

I prodotti sono:

3710 kil. di piombo.

1272 kil. *mattes* composte per la maggior parte di zolfuro di ferro, e contenente 1 o 2 per 100 di piombo. Esse sono rigettate.

240 kil. *crasses*, rottami di forno { da farsi passare alla schiume. } fusione successiva

2915 kil. scorie. } od a parte.

Il successo di questo trattamento dipende dalla rapidità della fusione, e per conseguenza dall'innalzamento della temperatura. Laonde si ha cura che il vento sia ben fornito e che la corrente d'aria non incontri ostacolo. Il trattamento degli *schlichs* è diretto in un modo analogo; ma a motivo della loro impurità, queste materie esigono un trattamento più lento, che ha renduto necessarie alcune modificazioni. Fondevansi altre volte entro forni di 6 metri di elevazione simili d'altronde al precedente; ma, con esperienze ben dirette, si è riconosciuto che l'altezza la più conveniente era di 3, 6 metri. Il miscuglio consta di:

Schlich 5300 kil.

Ghisa in granaglia . . . 531 "

Scorie di raffineria . . . 1066 "

Prodotti delle	{	<i>crasses</i>	. . .	1800	"
fusioni di mine-		<i>laitiers</i>	. . .	350	"
rali puri.		<i>mattes</i>	. . .	1900	"

L'aggiunta di questa grande quantità di *laitier* ha per iscopo di facilitare la fusione. L'operazione dura 48 ore; la fusione è condotta lentamente, in modo che il bucolare rimane poco brillante ed il *gueulard* oscuro. Si consuma circa 4, 5 metri cubici di coke, e si ottiene 2,226 kil. di piombo, una *matte* povera che è rigettata, e dei *laitiers* che vengono ripassati nelle fusioni successive.

Forno a riverbero.

2597. Il trattamento che precede è considerato dai metallurgisti tedeschi come più vantaggioso di quello stato in uso nelle fonderie dei signori De Blumenstein col

mezzo del forno a riverbero e del ferro. Il processo è molto semplice e spedito; si pongono sull'aia di un forno a riverbero riscaldato col carbon fossile 20 quintali di minerale, e dopo qualche ora di fuoco, quando la materia è in fusione liquida, si aggiungono 5 o 6 quintali di rottami di ferro a poco a poco. Si agita di mano in mano la materia e ben tosto il zolfuro di ferro prodotto va a nuotare alla superficie del bagno, mentre il piombo libero scorre in un bacino interno. La fondita dura 15 o 18 ore, e produce da 8 ad 11 quintali di piombo e delle *mattes* di zolfuro che vengono rigettate. Si ottengono con questo processo 100 quintali di piombo in nove o dieci giorni consumando 184 quintali di carbon fossile minuto.

Questo processo è stato posto in uso a Poullaouen. Le cariche vengono ivi composte di:

200 kil. minerale di Poullaouen.

80 id. terre rosse argentifere di Huelgoët.

20 id. fondi di coppella.

70 id. ferro vecchio.

Si stende il miscuglio sull'aia di un forno a riverbero, e si riscalda, sino alla fusione. Si ottiene del piombo, delle *mattes* e delle scorie. Le *mattes* contengono:

Protozolfuro di ferro. . . 91

Zolfuro di piombo . . . 9

100

Le scorie contengono diversi silicati, come potevasi prevedere. Ecco la loro analisi, dovuta al signor Berthier, come la precedente:

Scorie compatte	Id. cristallizzate
Silice 29, 5	35, 6
Protossido di ferro . 65, 0	41, 8
Ossido di zinco . . . 1, 0	20, 0
Ossido di piombo . . 2, 5	0, 4
Allumina 1, 0	1, 0
Calce 1, 0	1, 0

100, 0

99, 8

Il protossido di ferro delle terre rosse, che passa allo stato di protossido; l'ossido di piombo dei fondi di coppella, che si converte in metallo; il ferro che passa allo stato di zolfuro; tali sono gli agenti di dezolfurazione che riconducono la galena allo stato metallico.

Trattamento misto della galena.

2598.¹ Il trattamento della galena col ferro si eseguisce principalmente in Germania e nel nord dell'Europa. È quasi sempre applicato a minerali complicati, vale a dire, a galene argentifere cuprifere, e spesso miste di blenda. Questa circostanza rende il trattamento lungo, perchè in generale si tratta il minerale per fusioni successive ponendovi meno ferro di quello necessario per la dissolfurazione del minerale. Si ottiene in tal modo del piombo e delle *mattes*. Queste *mattes* sono riprese collo stesso processo, e continuando le fusioni, si finisce col concentrare il rame al punto di avere una vera *matte* cuprea, che si tratta a parte pel rame nero, ecc. Non solo si adopera il ferro come dissolfurante, ma ancora si torrefanno i minerali e le *mattes* in modo che in questo processo misto, si verificchino ad un tempo i fenomeni che hanno luogo nel forno scozzese, e quelli che si producono nel trattamento diretto della galena cruda col ferro.

Per dare un'idea netta di questo processo, basterà di esaminarne l'applicazione, nel caso di un minerale di rame, e in quello di un minerale con blenda.

2599. Ad Holzappel dove si tratta un minerale di rame, si tratta il minerale ricco al forno a riverbero; ma si fa passare al forno a manica il minerale il più impuro. La torrefazione di questo minerale, vi si eseguisce entro tre muri; è spinta sino a che la materia si rammollisca e si agglutini. Il minerale torrefatto contiene secondo Berthier:

Silice.	7
Ossido di piombo . .	36
Zolfato di piombo . .	19
Ossido di ferro . . .	6
Ossido di zinco . . .	27
Ossido di manganese .	2
Zolfuro di piombo . .	3

100

È dunque formato di miscugli di zolfati e di silicati di diverse specie, con basi libere in quantità variabili. Il minerale contiene della pirite di rame, e si è per accidente che la parte analizzata se ne trova esente.

Si fonde il minerale torrefatto col forno a manica, con aggiunta di scorie di fucina, che servono di fondente per la grande quantità di protossido di ferro, che esse contengono. Si ottiene una prima *matte*, che è ri-

fusa; questa nuova fusione ne produce una seconda, che lo è del pari, e si concentra così il rame in un' ultima *matte*, che è trattata in fine per rame nero.

Ecco secondo il sig. Berthier la composizione delle *matte*.

	Prima	Seconda
Zolfuro di piombo .	72, 4	56, 7
— di rame .	23, 3	33, 7
— di ferro .	3, 6	5, 2
— di zinco .	tracce	3, 4
	99, 3	99, 0

Le scorie che si rigettano contengono poco piombo; esse contengono, secondo il signor Berthier:

Silice	25, 0
Ossido di piombo .	2, 0
Ossido di rame .	1, 0
Protossido di ferro.	27, 0
Ossido di zinco .	29, 0
Ossido di mangan.	8, 0
Calce	4, 2
Magnesia	1, 0
Allumina	1, 3
Zolfo	1, 5

100, 0

Il piombo non contiene zinco, e si vede dietro la composizione delle scorie, che la porzione di questo metallo che non è volatilizzato, passa allo stato di silicato.

2600. A Pontgibaud, il minerale consta di una galena a faccette medie, contenente una quantità variabile d'argento. Essa è accompagnata da pirite di ferro, da mispickel, da blenda, da zolfato di barite e di quarzo. Siccome l'argento trovasi disseminato in tutte le sostanze metalliche; così la lavatura è condotta in modo da conservarle tutte, separando solamente le materie terrose. Si ottengono due varietà di *schlich*, state analizzate dal signor Berthier, come tutti i prodotti della officina di Pontgibaud. Ecco la loro composizione.

	Schlich ricco	Schlich povero
Galena	50, 0	30, 0
Pirite arsenicale .	21, 0	30, 9
Blenda	12, 0	18, 0
Zolfato di barite .	15, 0	17, 0
Quarzo	2, 0	3, 7
	100, 0	100, 0

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 235

L'estrema impurità di questi schlich esigeva delle cure particolari nel trattamento. Le difficoltà sono state vinte però dall'abilità del signor Fournet, direttore della officina, che ha così bene studiato tutto ciò che interessa la metallurgia del piombo.

Si torrefa da prima lo schlich al forno a riverbero, operando sopra 1000 kil. ad un tempo. La torrefazione dura dieci ore. Lo schlich ricco si rammollisce al fine, e qualche volta scola anche un poco di piombo; ma lo schlich povero non si rammollisce affatto, e rimane sotto la forma di una polvere di color rosso sporco. Gli schlich torrefatti constano di:

	Schlich ricco	Schlich povero
Ossido di piombo .	52, 6	16, 9
Zolfuro di piombo.	8, 0	12, 1
Ossido di ferro. .	13, 0	21, 3
Ossido di zinco. .	9, 0	21, 6
Acido arsenico . .	0, 4	1, 0
Zolfato di barite .	14, 0	19, 8
Silice	3, 0	6, 2
	100, 0	98, 9

Durante la torrefazione si sviluppano dei vapori che si condensano in polvere, nei cammini. Questo deposito contiene:

Zolfato di piombo . . .	62
Ossido di piombo. . .	9
Acido arsenico	2
Ossido di zinco	15
Ossido di ferro ed argilla .	12

100

Questo è un miscuglio essenzialmente formato di zolfato e di arseniato di piombo.

Il minerale torrefatto viene fatto passare al forno a manica. I letti di fusione sono composti di:

Minerale ricco torrefatto .	62, 0
Minerale povero torrefatto.	3, 4
Ferraglia	3, 4
Scorie calcari	6, 2
Scorie precedenti. . . .	25, 0

100, 0

Si ottiene con questa fusione un piombo d'opera che oltre l'argento, contiene :

Arsenico	1, 0
Antimonio e zolfo	0, 1
Piombo	98, 9

100, 0

Non si formano *mattes*. Le scorie sono assai fusibili; esse contengono:

Silice	20, 0
Protossido di ferro	37, 9
Barite	17, 5
Calce	4, 4
Allumina	10, 0
Zolfuro di zinco	10, 2

100, 0

Queste scorie sono notabili per la presenza della blenda, ciò che caratterizza questo trattamento. La blenda in troppo gran dose, produce de' sconcerti straordinari nell' andamento del forno, perchè diminuisce la fusibilità delle scorie. Il miscuglio che ne risulta, si consolida ai due lati del naso del bucolare, ed un poco al di sopra, ciò che obbliga a levare queste masse, che chiamansi *bonnets*, di tempo in tempo, poichè ostruiscono il forno.

I *bonnets* contengono 24 centesimi di blenda in circa. Durante la fusione, si sviluppano spessi vapori che si condensano nella parte superiore del forno, nel cammino oppure nei frantumii di coke non abbruciato, contenuti nel forno. Tutti questi prodotti, contengono dello zinco e del piombo, ora allo stato di zolfati, di arsenicati, o d'ossidi, ora allo stato di zolfuri, ora anche allo stato di metallo polveroso. Si è questo ultimo caso che si verifica nei depositi, che si formano nel mezzo dei frantumii di coke; depositi, che si producono con sufficiente abbondanza, perchè occorra di estrarli dal forno due o tre volte per settimana.

2601. Si è specialmente al trattamento dei minerali complicati, di cui si è parlato in ultimo, che si applicano le osservazioni importanti, pubblicate dal signor Berthier. Ciò non ostante le stesse idee, almeno per ciò che riguarda l'azione delle sostanze terrose, trovano la loro applicazione in tutti i processi, se la lavatura non ha ricondotto il minerale allo stato di galena quasi pura.

Il signor Berthier considera successivamente l'azione del quarzo, del zolfato di barite, delle piriti della blenda, e riassume in tal modo il risultamento delle numerose sue esperienze.

Il quarzo rimane inerte nella torrefazione operata ad una bassa temperatura; ma se il calore si eleva al punto di rammollire i prodotti, il quarzo entra in combinazione, e si formano diversi silicati, ed in particolare dei silicati di piombo. Laonde nel lavoro in grande la presenza della silice può determinare la decomposizione dei zolfati di piombo. Si vede dunque che la silice ben adoperata può divenire un agente dissolfurante. Poichè con una torrefazione ben condotta, fatta sotto l'influenza di questo agente, si possono distruggere tutti i zolfati, e sostituirvi dei sotto silicati. Il silicato di piombo si ridurrà in seguito, se nello stesso tempo che lo si espone all'azione del carbone, viene sottoposto a quella di una base energica atta a spostare l'ossido di piombo. Questa è l'azione esercitata spesso dal protossido di ferro nei forni di fusione; la barite stessa agisce in questo senso.

In fatti il zolfato di barite resiste generalmente alla torrefazione, ma durante la fusione, questo corpo esposto ad un tempo all'influenza della silice, e di diversi agenti dissossidanti, produce del silicato di barite, e perde tutto il suo acido zolforico. In certi casi quest'acido può divenire poi un agente dissolfurante, poichè può reagire sul zolfo di piombo, e passare allo stato di gas zolforoso, convertendo il suo zolfo allo stesso stato. Ma se questi fenomeni hanno luogo in presenza di un eccesso di carbone, lo zolfo sarà posto a nudo e tenderà ad aumentare la proporzione delle *matte*. Così il zolfato di barite potrà servire o nuocere secondo le circostanze.

Considerando sempre l'azione della silice, si vede che la pirite può divenire un corpo utile al trattamento dei minerali di piombo. Nella torrefazione, in fatti, questa materia passa allo stato di ossido di ferro, e fornisce dell'acido zolforoso che si sviluppa, o dell'acido zolforico che si unisce col piombo. Sotto quest'ultimo rapporto, la sua presenza esercita un cattivo effetto. Ma siccome nella fusione, l'ossido di ferro, si impossessa della silice, e rende in tal modo più debole la riduzione del piombo, così si può sempre non solo sbarazzarsi dal ferro, ma ben anche servirsene per facilitare l'estrazione del piombo. Col fatto, la presenza delle piriti termina col produrre l'effetto di una aggiunta di ferro nella fusione.

In eccesso, la pirite diverrebbe assai nociva; essa produrrebbe troppo ossido di ferro, ciò che renderebbe le scorie capaci di corrodere le pareti del forno; e ciò che determinerebbe in oltre la formazione di masse di ferro ridotto o *louis ferreux*, che consolidandosi nel forno, non tarderebbero ad ostruirlo.

Se è facile di prevedere e di regolare, sino ad un certo punto, ciò che concerne i tre corpi che precedono, non è più lo stesso, per ciò che concerne la blenda. Secondo che essa è torrefatta o che non lo è, questa sostanza produce degli effetti assai variati, modificati dalle più piccole cause, in modo assai capriccioso. Lo zinco contenuto nella blenda non rimane giammai unito col piombo; si volatilizza sempre in parte, ed il resto passa allo stato di silicato o di zolfuro. Lo zinco volatilizzato viene qualche volta raccolto, ma il piccolo vantaggio che ne risulta, non compensa gli inconvenienti che ne fanno subire le disposizioni da darsi al forno, per rendere praticabile questa raccolta.

Quando lo zinco passa nelle scorie allo stato di ossido, tende a diminuir la loro fusibilità; ma associandolo ad altre basi, si possono formare dei silicati ben fusibili. Quando rimane, sotto forma di zolfuro, può ancora disseminarsi nelle scorie, e l'esame dei prodotti dell'officina di Pontgibaud, lo prova in modo incontrastabile. Il zolfuro di zinco non vi diviene nocivo che ad una dose elevata, e diminuisce appena la loro fusibilità, quando non si aumenta troppo la sua proporzione.

Osservazioni generali.

2602. Termineremo questo esame con un confronto di diversi processi; sotto il rapporto del consumo del combustibile. I signori Coste e Perdonnet, che si sono occupati di questa questione, e che l'hanno trattata in un modo completo, hanno raccolto dei documenti che basterà di riprodurre qui, poichè sono già riuniti, sotto la forma stata adottata per tutti i metalli, nel corso di quest'opera

Per estrarne in piombo da 100 kil. di schlich, si consuma:

	Calories.	Calories.
A Peczy . .	$\left\{ \begin{array}{l} \text{Nel forno a riverbero . . . 336, 495} \\ \text{Nel forno a manica . . . 41, 595} \end{array} \right.$	378, 090

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 239

		Calories.	Calories.
A Poullaouen	1.° processo	nel forno a riverbero . . . 412, 330	492, 700
		nel forno a manica . . . 80, 370	
	2.° processo	nel forno a riverbero	259, 290
		Calories.	Calories.

In Carinzia	Nel forno a riverbero a		
	Raibel	868, 866	
	In altre officine	575, 910	
Ad Holywell	Nel forno a riverbero . .	300, 080	?
	Nel forno a manica . . .	?	
A Lea . . .	Nel forno a riverbero . .	300, 000	?
	Nel forno a manica . . .	?	

Per 100 di piombo si consuma:

		Calories.	Calories.
A Pezay . .	Nel forno a riverbero . .	480, 707	540, 128
	Nel forno a manica . . .	59, 421	
A Poullaouen	1.° processo	nel forno a riverbero . . .	947, 500
		nel forno a manica . . .	
	2.° processo.	Nel forno a riverbero	490, 352
In Carinzia	Nel forno a riverbero a Raibel		1, 295, 800
	In altre officine		863, 866
Ad Holywell	Nel forno a riverbero . .	428, 571	?
	Nel forno a manica . . .	?	
A Lea . . .	Nel forno a riverbero . .	454, 545	?
	Nel forno a manica . . .	?	

Per 100 kil. di schlich si consuma:

		Calories.	Calories.
A Vialas e Villefort	{ Nel forno a riverbero di torrefazione . Nel forno a manica	714, 100	1, 031, 350
		317, 250	
A Tarnowitz			88, 830
A Vedrin			239, 700
A Bleyberg (Roer)			192, 042
		oppure	292, 575

Per 100 kil. di piombo prodotto si consuma:

		Calories.	Calories.
A Vialas e Villefort	{ Nel forno di tor-	1, 428, 200	2, 062, 700
	{ refazione		
	{ Nel forno a manica	634, 500	
A Tarnowitz			132, 582
A Vedrin			749, 063
A Bleyberg			768, 168
		oppure	1, 170, 300

2603. Termineremo questo capitolo col prospetto della importazione del piombo in Francia, durante questi ultimi anni.

Piombo.

	Zolfuro (alquifou).	Metallo greggio.	Battuto, laminato.
1818	792, 156 k.	5, 147, 777 k.	" "
1819	972, 203	4, 958, 541	" "
1820	1, 143, 839	6, 683, 316	1, 874
1821	1, 146, 654	5, 462, 967	4, 922
1822	1, 229, 900	9, 741, 663	4, 823
1823	734, 983	7, 396, 968	5, 271
1824	1, 101, 968	9, 560, 178	2, 546
1825	1, 380, 040	9, 573, 140	" "
1826	1, 003, 949	11, 102, 642	" 94
1827	1, 065, 494	12, 889, 604	" "
1828	1, 277, 831	9, 791, 716	" "
1829	1, 141, 125	16, 260, 855	" "
1830	1, 059, 975	15, 223, 518	" "
1831	1, 196, 863	9, 755, 639	" "

CAPITOLO X.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI MERCURIO.

Introduction à l'histoire phisique et géographique de l'Espagne, da G. Bowles, pag. 39, trad. franc.

Observation sur ce qui se pratique aux mines d'Almaden en Espagne, pour en tirer le mercure, et sur le caractère des maladies de ceux qui y travaillent; par M. de Jussieu. *Memor. de l'accad. des sciences* 1719, p. 329.

Sur les mines du Palatinat et de Deux Ponts; dei signori Mathieu et Schreiber. *Journal des mines*, n. 6 et 7.

Notice des ourages qui tractent du mercure en général, de ses mines et de manufactures qui ont cette substance pour objet. — *Journal des mines* n. 17 p. 57.

Rapport sur les usines de mercure de Landsberg pres d'Obersmoschel, del sig. Schreiber. *Journal des mines*, n. 17, pag. 33.

Notice sur la decouverte du mercure coulant, dans la mine d'Allemont, et sur la mine du mercure de Saint Arcy (Isère), del signor Schreiber. *Journal des mines*, t. IX, p. 431.

Rapport sur quelques mines de mercure situées dans

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PIOMBO. 241

les nouveaux départemens de la Rive gauche du Rhin; dal signor Beurard. *Journal des mines* t. VII, p. 321.

Décomposition du cinabre d'Almaden; del sig. Proust. *Journ. de physique*, t. LXXXI, p. 331.

Notice statistique sur l'établissement de la mine de mercure d'Idria, dal signor Payssé. *Annal. de chimie*. t. XCI, pag. 161 et 225.

2604. Il mercurio è un metallo assai notabile per essere liquido alla temperatura ordinaria, il che lo rende specialmente atto alla costruzione degli strumenti di fisica e di chimica.

Nessun liquido noto potrebbe supplirlo in questa applicazione così importante pei progressi delle scienze. Non è questa però la causa del maggior consumo del mercurio. Questo metallo è adoperato anche per dare la foglia agli specchi, e specialmente per l'estrazione dell'oro o dell'argento dalle loro miniere. Quest'ultimo uso produce un consumo tale di mercurio, che la maggior parte di questo metallo vi è destinato.

Il mercurio si estrae sempre dal zolfuro nativo di questo metallo, noto sotto il nome di *cinabro*. Le miniere di Almaden in Ispagna, d'Idria in Carniola, sono le più importanti. L'Ungheria, la Transilvania, il Ducato di Due Ponti, possiedono pure delle miniere di mercurio, ma hanno assai minore interesse. Se ne escavano da lungo tempo nella China ed al Giappone; quantunque non se ne conosca il prodotto, il tutto porta a credere che siano considerevoli. Finalmente ne esiste una al Perù ad Huancavelica.

Il cinabro incontrasi d'ordinario nel gres di carbon fossile, o piuttosto nel gres rosso che ne fa parte. La celebre miniera di Almaden appartiene a questo terreno. Qualche volta, come nel ducato di Due Ponti, il cinabro trovasi nei porfidi subordinati. Incontrasi anche negli schisti bituminosi subordinati al calcare, come ad Idria, e di rado nel calcare stesso.

Il cinabro che trovasi nel gres dei carboni fossili, è spesso accompagnato da argille schistose e bituminose con impronte di pesci o di piante. Il minerale è spesso accompagnato da combustibili fossili, ed è anche qualche volta intieramente misto col carbon fossile.

Il cinabro è d'ordinario accompagnato dal mercurio nativo, dall'amalgama d'argento, e dal cloruro di mercurio; ma queste diverse sostanze sono di poca importanza

nella maggior parte dei casi. In Ungheria però si cita una giacitura di mercurio nativo un poco notevole.

Nelle miniere di mercurio, i lavori non presentano pericolo per gli operai, se non in quanto trascurino le cure di nettezza. Jussieu ha veduto che ad Almaden, gli operai liberi conservavano la loro salute, sino ad una età avanzata, mentre i forzati, privi delle necessarie risorse, non potendo cangiare abiti, ed essendo obbligati a prender cibo nella miniera stessa, soffrivano molto dall' influenza mercuriale. Questi disgraziati venivano presi da enfiagioni alle parotidi, da afte, da pustole, da salivazioni in generale da sintomi mercuriali. L'aria libera, la nettezza e la più lieve medicazione basta per guarire gli individui sobri, ma gli operai intemperanti soccombono sempre.

Payssé riferisce d'altra parte, che nelle miniere di Idria, gli operai minatori non sono colpiti da accidenti mercuriali, che in certi casi assai rari. Si attribuiscono questi accidenti alla presenza di una quantità più forte che all'ordinario, di mercurio nativo nel minerale escavato.

2605. Il trattamento metallurgico del mercurio ha per base, come si doveva attendere, la volatilità di questo metallo. Questo metallo si estrae dunque sempre, col sussidio di veri apparati distillatori. Per mettere in libertà il mercurio, si può adoperare il ferro o la calce; il ferro forma del zolfuro di ferro, la calce produce del zolfuro di calcio e del zolfato di calce; il mercurio diviene libero in entrambi i casi.

Si può anche procedere per semplice torrefazione; si sviluppa del gaz zolforoso, ed il mercurio viene posto in libertà.

Tutti questi processi sono in uso; ma è facile di vedere che l'ultimo è il più economico, e che merita la preferenza sopra i due altri, quando non si opponga cosa alcuna alla sua applicazione.

Estrazione del mercurio colla calce.

2606. Nelle miniere del Palatinato si fa uso della calce per decomporre il zolfuro di mercurio. In questo caso nulla si oppone all'uso del ferro e della ghisa per la composizione degli apparati distillatori. Le disposizioni che si mettono in uso nelle officine a gaz, per la estrazione del gaz del carbon fossile, sono le migliori da adottarsi per questo genere di apparati, che dovrebbe

TRATTAMENTO DEI MIN. MERCURIO. 243

constare di cilindri di ghisa chiusi alle due estremità con dischi di ghisa. Uno di essi fisso porterebbe una allonga che condurrebbe il mercurio nei recipienti raffreddati. L'altro disco mobile servirebbe a caricare ed a scaricare il miscuglio da decomporsi.

Nel ducato di Due Ponti si fa uso di storte disposte in un forno a galera. Esse sono in numero di trenta o cinquanta nello stesso forno.

Il minerale è diviso in due varietà, il minerale ricco ed il minerale povero. Ogni storta può ricevere un miscuglio di quaranta libbre di minerale ricco con quindici o diciotto libbre di calce. La carica non è più la stessa pel minerale povero; si mettono allora soltanto quaranta libbre di minerale povero con una quantità di calce minore che nel caso precedente. In tutti i casi non si riempie la storta che a due terzi.

Ad ogni storta è adattato un recipiente di terra pieno d'acqua, a metà si lutano le commessure con terra.

Si conduce il fuoco al principio con moderazione, indi si spinge a poco a poco, sino a rosso. L'operazione dura dieci ore.

Terminata l'operazione si slutano i recipienti, e si trasportano presso un tino, noto sotto il nome di *tino a nero*. Al di sopra di questo tino, trovasi una vasca, nella quale si vuotano i recipienti. Il mercurio rimane nella vasca, e l'acqua scola nel tino, trasportando seco una polvere nera, composta senza dubbio di mercurio diviso, e di zolfuro di mercurio polveroso. Questo deposito è noto sotto il nome di *nero mercuriale*.

Questo deposito nero viene raccolto, misto con calce e sottoposto ad una nuova distillazione.

Il mercurio sbarazzato della maggior parte di questo deposito nero, ne ritiene ancora un poco che forma una pellicola più o meno densa alla superficie. Se ne sbarazza, col gettare della calce in polvere sul metallo. Questo nero mercuriale essiccato dalla calce, è messo a parte e sottoposto alla distillazione ogni otto giorni.

Il mercurio lavato coll'acqua chiara, asciugato ed essiccato, viene posto nei magazzini.

Terminate le distillazioni, si estrae il residuo dalle storte e si getta via. Si fanno tredici operazioni per settimana in ogni forno.

Affinchè il minerale sia trattabile, richiedesi che la ricchezza sia almeno di 1/600 di metallo, o di 0, 00266.

I minerali trattati comunemente nelle officine di Due Ponti, rendono 0, 005, e spesso anche 0, 01.

Per completare questi dati, indicheremo alcuni esempi di fabbricazione.

Nelle miniere di Landsberg, il forno contiene quarantaquattro storte, che hanno tre piedi di lunghezza, compreso il collo che è di un piede; esse hanno quattordici pollici di diametro al ventre. Esse ricevono venti quintali di minerale, ed uno o due quintali di calce. La distillazione dura sei ore. La scarica e la carica durano due ore. Si fanno dunque tre distillazioni al giorno, consumando quindici quintali di carbon fossile mediocre. Si ricavano da queste tre distillazioni un mezzo quintale di mercurio in circa.

Laonde per 100 kil. mercurio

Si adoperano 12, 000 kil. minerale

E 300 kil. carbon fossile = 18, 000, 000 *calories*.

Nei forni di Landsberg, le storte sono separate da un intervallo di un piede. Nè riesce inopportuno il paragonar loro quelli di Potzberg in cui le storte si toccano. Questi forni non contengono che trenta storte. Vi si trattano tredici o quattordici quintali di minerale misto con un quintale di calce. Si fanno egualmente tre distillazioni al giorno, che consumano dieci quintali di carbone, e producono mezzo quintale di mercurio. Il minerale è dunque più ricco.

Per 100 kil. mercurio

Si adoperano 8, 000 kil. minerale

E 2000 k. carbon fossile = 12, 000, 000 *calories*.

Il consumo non cambia relativamente al minerale; il cambiamento apparente dipende dalla diversità della ricchezza.

Estrazione del mercurio colla torrefazione.

2607. Questo processo notevole per la sua semplicità, la sua rapida esecuzione e la grande quantità di minerale che permette di trattare, deve sostituirsi a tutti gli altri, e non può subire che lievi modificazioni. Basterebbe di renderlo continuo, ciò che non è impossibile, per metterlo al rango dei migliori processi metallurgici noti.

Questo processo è stato messo da prima in uso ad Almaden, dove si adopera ancora come vi fu stabilito. Venne adottato ad Idria, facendovi delle modificazioni vantaggiose.

Trattamento del mercurio ad Almaden.

2608. La miniera d'Almaden era nota ai Romani; essa forniva allora in circa dieci migliaia di cinabro greggio, che veniva trasportato a Roma, per esservi adoperato come colore. Si è fatto uso ad Almaden sino nel 1645, di storte di terra, che si caricavano con un miscuglio di minerale e di calce. Pio Alonzo giustamente propose e fece adottare a quest'epoca, un forno di sua invenzione, che raggiunge il suo scopo in modo assai soddisfacente, e che deve sembrare assai rimarchevole pel tempo in cui venne immaginato.

L'apparato d'Almaden consta di un forno, di dodici fila di allunghe di terra, note sotto il nome di *aludels*, e di due camere di condensazione.

Il forno presenta un focolare al livello del suolo, disposto per abbruciarvi delle fascine o dei cespugli; è munito di un cammino particolare che riceve una gran parte del fumo.

Al di sotto del focolare, trovasi tre archi a volta, che servono di graticcio. Col mezzo di una porta laterale si carica il minerale sopra questi archi e si ottura la porta con mattoni. Un'apertura superiore permette di ultimare la carica, sino alla sommità del forno; essa è chiusa egualmente durante la distillazione.

Uno dei fianchi del forno si appoggia sopra una terrazza a doppia inclinazione, i cui due piani inclinati vanno a congiungersi in un canaletto medio, che riceve il mercurio. Si è su questa terrazza che trovansi disposte le file di *aludels*, che vanno a riescire da una parte ad aperture, fatte verso l'alto del forno di distillazione, e dall'altra a due camere di condensazione. Il mercurio si depone in parte nelle *aludels*, e le ultime parti vanno a liquidificarsi nelle camere. Ciò non ostante, sembra che se ne perda sempre una parte, poichè l'apparato condensatore non offre sufficiente superficie.

Le camere di condensazione dove terminano le *aludels*, sono munite di una finestra, per la quale si penetra di tempo in tempo, per raccogliere il mercurio. Durante l'operazione, queste finestre vengono lutate diligentemente. Jussieu riferisce che i vapori che sfuggono dalle camere di condensazione, non nucono, nè alla vegetazione, nè agli abitanti del vicinato. Essi però debbono contenere dell'acido zolforoso, dell'acido zolforico ed un poco di vapore mercuriale. Payssé assicura, che

anche i vapori dei forni d'Ildria, non sono pericolosi; ma dietro la sua stessa relazione, l'opinione degli abitanti sarebbe affatto opposta a quella da lui enunciata. Tali quistioni però, generalmente parlando, non si possono sciogliere facilmente; e tutto ciò che si può assicurare, si è che gli effetti di questi vapori non sono fortemente deleterii.

Il cinabro viene torrefatto in questo apparato. Lo zolfo vi si converte in gaz zolforoso; il mercurio si volatilizza.

Proust considera l'apparato di Almaden come una storta; si è, egli dice, una storta aperta al basso nella quale il fondo è supplito dal peso dell'atmosfera. Questa definizione non è esatta; poichè supponendola vera, il minerale non subirebbe la torrefazione di cui ha bisogno. La vera azione dell'apparato d'Almaden dipende dalla divisione della fiamma, che si sviluppa in parte dal cammino particolare del focolare e che si slancia in parte a traverso del minerale, arriva alle *aludels* ed alle camere di condensazione. Si stabilisce in tal modo nello spazio occupato dalla carica, una corrente nel senso delle *aludels* che trasporta i vapori di mercurio a misura che si sviluppano.

2609. Ciò concepito, divengono facili ad intendersi le particolarità del processo.

Il forno d'Almaden è un cilindro di ventiquattro piedi internamente sopra quattro piedi di diametro. Vi sono nove piedi dal suolo del graticcio alla sommità del forno. La carica è di 250 a 300 quintali di minerale. Questo all'escire dalla miniera si divide in tre varietà, che occupano dei posti particolari nel forno.

La base della carica è formata da grossi frammenti di gres impregnati di cinabro, che vi si trova in troppo piccola quantità, e troppo disseminato, per dar luogo ad una scelta utile. Queste sono le pietre suolari o *soleros*, perchè in fatti esse riposano sempre sull'aia.

Al di sopra delle suolari, si dispone il minerale ricco che chiamasi ad Almaden *cinabro metal*. Se ne mettono 25 quintali.

Nella disposizione ordinaria del forno, i 25 quintali di minerale ricco, formano la dose la più forte che l'apparato possa contenere con vantaggio. Se se ne porta la dose a 35 quintali, la corrente prodotta dagli *aludels* non basta più per ismaltire il mercurio che ne proviene. Si è perduto nel 1787, in conseguenza di una

TRATTAMENTO DEI MIN. DI MERCURIO. 247

modificazione di questa natura, fatta all'andamento del forno, la metà del mercurio che si trovava nei dieci quintali di minerale ricco, aggiunto in più della carica ordinaria. Bisogna dunque proporzionare la sezione delle *aludels* alla ricchezza della carica.

La carica viene terminata con mattoni composti di minerale minuto, di fuliggine delle *aludels* e di un poco d'argilla, che vi dà la consistenza necessaria.

Alla parte superiore, e sopra uno dei fianchi del forno, trovansi i dodici archi che lo mettono in comunicazione colle *aludels*. Ogni fila ha 65 o 66 piedi di lunghezza, e consta di 44 *aludels*; ve ne sono dunque 528 pel servizio di ogni forno. Queste *aludels* sono allunghe di terra cotta, rigonfiate nel mezzo e rientranti l'una nell'altra. Se ne lutano le commettiture con cenere stemperata nell'acqua. Questo numero immenso di commisure, il bisogno di smontare le *aludels* ad ogni operazione, per estrarne il mercurio, la rottura frequente di questi apparati, sono gli inconvenienti frequenti e gravi del processo di Bustamente.

Si riscalda il forno con scaglie e frantumi, che producono una fiamma abbondante. L'operazione dura quindici ore. Le *soleras* vengono spogliate di mercurio sino al centro, quando il fuoco è stato ben condotto. Si lascia raffreddare l'apparato per tre giorni, ed a capo di questo tempo, si slutano le *aludels* e se ne estrae il mercurio; il rigolo formato nel mezzo della terrazza, serve a riunire le porzioni del mercurio che sfuggono per le fessure o pei travasamenti, oppure pei trasporti.

Il mercurio raccolto è ancora sporco di una fuliggine da cui deve essere lavato esattamente. Si ottiene l'intento col versare il mercurio sul suolo leggermente inclinato in una camera destinata a questa depurazione. Le fuliggini aderiscono al suolo ed il mercurio scola solo e puro in una fossa. La polvere fuliginosa che si attacca al suolo viene raccolta per essere distillata di nuovo.

Ogni fornata produce circa venticinque o trenta quintali di mercurio. Qualche volta giunge sino a sessanta quintali, ma in generale, non oltrepassa questo limite. La rendita media del minerale d'Almaden è dunque del 10 per 100.

Ad Almaden si immagazzina il mercurio entro pelli di montone, che si sospendono sopra vasi di terra. Queste pelli bene strette non disperdono il mercurio.

2010. Oltre al mercurio che si condensa nelle *aludels* vi si trova una fuliggine abbondante complicata nella sua composizione; Proust valuta a 40 libbre iu circa la quantità di fuliggine che proviene da una fornata. Sarebbe dunque 17500 del peso del minerale al più. Esso contiene:

Mercurio molto diviso . .	66, 0
Protocloruro di mercurio .	18, 0
Cinabro	1, 0
Zolfato d' ammoniaca . .	3, 5
Zolfato di calce	1, 0
Acido zolforico libero . .	2, 5
Nero di fumo	5, 0
Acqua	2, 5

99, 5

Proust, a cui è dovuta questa analisi, se ne è servito per discutere il processo d'Almaden, ed i saggi di miglioramento che sono stati tentati o proposti.

Pensa egli che il cloruro di mercurio che ne fa parte, procede dal minerale stesso. Si sa in fatti che il cloruro di mercurio incontrasi nelle miniere di questo metallo. Siccome le fuliggini sono ricaricate, senza aggiunta di materie atte a decomporre il cloruro, così Proust suppone che lo stesso cloruro ricompare ad ogni distillazione e che si è concentrato così quello che era contenuto entro masse enormi di minerale.

Questa opinione è contrastabile. Il cloruro di mercurio può formarsi nell'operazione stessa, col mezzo di cloruri di potassio e di sodio, contenuti nelle ceneri del combustibile e dell'acido zolforico che si forma nella torrefazione. Questo risultamento può anche realizzarsi in più maniere; noi non indicheremo che la più semplice. Il mercurio trovandosi in presenza dell'acido zolforico, può convertirsi in zolfato nelle *aludels*. Le ceneri trasportate incontrando dell'acido zolforico, producono dei zolfati di potassa e di soda, ed abbandonano dell'acido idroclorico. Questo trova, passando nelle *aludels* il zolfato di mercurio, che converte in cloruro, mettendo l'acido zolforico in libertà.

Del resto, il rimedio indicato da Proust è sempre quello che convien meglio, qualunque sia l'opinione che si adotti. Egli consiglia di mescolare coi mattoni, coi quali si incorporano queste fuliggini, della cenere o della calce per decomporre il protocloruro che contengono.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI MERCURIO. 249

L'acidità delle fuliggini obbliga ad astenersi dall'uso di condensatori di ghisa, stati proposti in sostituzione delle *aludels*. In un saggio di questo genere, fatto ad Almaden, si erano conservati alcuni tubi di terra, nelle vicinanze del forno, che erano stati introdotti entro tubi di ghisa circondati di acqua. Il mercurio si condensava benissimo, ma si formavano delle croste, che Proust ha esaminate, e che provano, come doveva aspettarsi, che a ghisa veniva intaccata rapidamente. Queste croste contenevano in fatti:

Zolfato di protossido di ferro .	23, 5
Allume	14, 5
Protocloruro di mercurio . .	3, 3
Cinabro	6, 3
Mercurio	44, 0
Carbone	4, 8
Zolfato di calce	0, 9

97, 3

L'allume risulta evidentemente dall'azione dell'acido zolforico sui tubi di terra, che forma il zolfato di allumina; il zolfato di protassa procede dalle ceneri trasportate dalla corrente dell'aria. Il zolfato di protossido di ferro, risulta dall'azione nell'acido zolforico sulla ghisa, che ne verrebbe tosto forata da tutte le parti.

Trattamento del mercurio ad Idria.

2611. Si fa risalire all'anno 1497 la scoperta della miniera d'Idria. Il trattamento al principio eseguivasi molto irregolarmente. Non fu che nel 1575, che si fece uso di storte e della calce per decomporre il cinabro colla distillazione *per descensum*. Gli apparati mobili venivano trasportati da luogo a luogo nelle foreste, e rendevansi attivi col mezzo del calore sviluppato dalla carbonizzazione della legna.

Nel 1635 si stabilirono ad Idria dei forni di galleria analoghi a quelli del Palatinato; nel 1750 si adottò l'apparato di Almaden; finalmente nel 1774, vi si sostituì l'apparato attualmente in uso, che non ne è però che una modificazione. La base del processo consiste sempre in una torrefazione; ma la disposizione dei focolari ed il modo di condensazione, sono stati completamente variati.

Il minerale d'Idria è scelto dal principio nella stessa galleria, i pezzi ricchi vengono posti da parte dal minatore. Giunto il minerale ai lavatoi, si classificano i

prodotti. I minerali ricchi vengono posti da parte, per essere trattati immediatamente. I minerali minuti sono lavati, cribrati e scelti. Tutto il minerale ricco che se ne separa viene messo da parte.

I minerali poveri vengono sottoposti alla cribratura entro stacci di diversi numeri di finezza. Si pilano le sabbie povere della cribratura e si sottopongono i prodotti della pila alla lavatura sopra tavole, come all'ordinario. La fragilità del cinabro produce alcune difficoltà in questa preparazione meccanica. Si procura di produrre delle sabbie grosse, affinché il cinabro venga separato sotto forma di grani; poichè una volta che sia ridotto in polvere, essa formerebbe dei fanghi di difficile depurazione.

Si ottiene, con queste diverse operazioni il minerale di mercurio sotto due forme principali, il minerale grosso ed il minerale minuto. Il minerale grosso si suddivide in tre varietà.

1.° Minerale in pezzi voluminosi, di una ricchezza media di uno per cento. Questo è il più abbondante.

2.° Minerale ricco e in massa di una ricchezza media di 40 per 100.

3.° Minerale in ischegge, procedente dalla frantumazione e dalla separazione fatta fuori della miniera, di una ricchezza variabile da 1 a 40 per 100.

Il minerale minuto si suddivide egualmente in tre varietà.

1.° I frammenti o schegge procedenti dalla stessa miniera rendono il 10 o 12 per 100.

2.° I noccioli di minerale, separati col cribro, rendono il 32 per 100.

3.° Gli schlichs che non sono ricevuti dall'amministrazione, che quando gli operai li abbiano ridotti alla ricchezza, del 7 per 100.

La disposizione di questi diversi minerali nel forno richiede delle particolari precauzioni. Il vasto apparato d'Idria consta di due forni riuniti; muniti entrambi di camere di condensazione, che ricevono mercurio.

Ciascuno di questi forni contiene un focolare *b*, disposto per abbruciarvi della legna, ed un ceneratoio posto al di sotto. Lo spazio che trovasi al di sopra del focolare, è diviso in tre piani con volte forate. Il piano superiore è posto in comunicazione colle prime camere di condensazione, che trovansi da una parte e dall'altra del forno, col mezzo di canali inclinati. Le camere co-

TRATTAMENTO DEI MIN. DI MERCURIO. 251

municano tra loro per le aperture f, g, h, i, j , che sono poste alternativamente in alto ed in basso; in modo da determinare una lenta circolazione di vapori, a traverso di questo vaso refrigerante. Dalla camera K i vapori passano nella camera l , e sfuggono in fine nell'atmosfera, col mezzo di cammini che li sopramontano.

Il suolo delle camere è inclinato, in modo che il mercurio possa scorrere nel bacino di ricevimento, posto al di fuori di ciascuna di esse. Si è da questo bacino, che viene cavato per metterlo nei canaletti n^1, n, c che lo trasportano verso la camera a mercurio o . Il metallo è ivi ricevuto in un bacino di porfido, da cui si estrae per imballarlo.

Si caricano i pezzi più grossi sulla prima volta, riservando dei vani pel passaggio della fiamma. In questi pezzi, i più grossi sono disposti nella parte inferiore; i più piccoli verso l'alto ad un dipresso come nelle cariche dei forni da calce.

La seconda volta è destinata pei minerali minuti. Questi vengono posti entro scodelle di terra cotta, di dieci pollici di diametro sopra cinque di profondità: si pongono queste scodelle le une sulle altre, avendosi cura di mettere al basso quelle che contengono i frammenti minuti e i noccioli di cribro. Le scodelle che contengono lo schlich si dispongono verso l'alto.

La terza volta è caricata per intiero, con iscodelle piene di schlich. Si pongono delle scodelle di schlich anche nei condotti inclinati, che trasportano i vapori nella prima camera di distillazione; esse però non vi subiscono sempre una distillazione completa.

Eseguita la carica, e chiuse tutte le aperture e luate, si fa un fuoco vivo alimentato da legno di taggio. Si innalza a poco a poco il calore sino a rosso cerasa e si mantiene a questo grado. L'operazione dura dieci o dodici ore. La corrente è viva, ciò che dipende dalla forma del forno; poichè, quantunque i lunghi circuiti che essa eseguisce nelle camere di condensazione, imbarazzino l'andamento del fumo, ciò non ostante, l'alta temperatura che evvi in tutta l'altezza del forno propriamente detto, vi dà un impulso che si comunica agli strati successivi. Questa corrente rapida è necessaria, per condurre nel forno l'aria che deve torrefare il zolfo di mercurio. Questo viene sviluppato dal minerale col calore, sotto forma di vapori che sono convertiti di mano in mano in gaz zolforoso ed in mercurio metallico.

Tutti i prodotti della combustione passano nelle camere di condensazione. Il mercurio vi si depone nello stesso tempo dalle fuliggini mercuriali, contenenti del cinabro e del mercurio molto diviso. Il metallo scorre nei bacini di ricevimento.

Il forno è abbandonato a sè stesso per cinque o sei giorni. Quando è raffreddato, si scarica, si ripara al bisogno, e si procede ad una nuova operazione. Ogni forno non serve che una volta alla settimana.

2612. La spazzatura delle camere di condensazione è un'operazione assai penosa. Gli operai che vi sono impiegati consumano due ore a distaccare dai muri, colle scope, la polvere mercuriale che vi si è condensata. Il contatto di questo mercurio molto diviso colla pelle o col polmone, e l'assorbimento che ha luogo, non tardano a determinare la salivazione e più tardi i sintomi nervosi che caratterizzano le affezioni mercuriali. Diversi operai di Idria sono affetti da tremito mercuriale.

Gli abitanti d'Idria perdono i loro denti per tempo, ma si crede che questa circostanza sia indipendente dal trattamento del mercurio.

Ogni forno riceve 250 o 500 quintali di minerale tanto grosso che minuto od in schlich. Si aggiunge ad ogni carica una proporzione di *crasses* de' magazzini. La quantità varia molto secondo le circostanze. Essa è almeno di 3 a 4 quintali, ed al più di 15 quintali. Si consuma da 9 ad 11 metri cubici di legna di faggio.

Quattro forni o due apparati doppi, bastano per una produzione annua di 5000 quintali di mercurio; il minerale rende in via media 8 per 100.

Il signor Heron de Villefosse dà il conto dell'anno 1812 come segue:

Minerale impiegato. . . 56, 686 quintali.

Mercurio ottenuto . . . 4, 832 id.

Legno di faggio consunto . . 2, 340 metri cubici.

Oppure anche:

Mercurio ottenuto . . . 100 kil.

Minerale 1173 id.

Legna consumata 0, 963, m. e. = 433 k. = 1, 305, 000 calories.

Per paragonare questi numeri con quelli riferiti più sopra risguardanti la officine del Palatinato, non bisogna considerare il mercurio ottenuto, ma bensì lo stesso minerale. Le ricchezze sono troppo diverse perchè il confronto possa stabilirsi altrimenti. Partendo da questa

base, si trova che la distillazione di ogni kilog. di minerale, esige 1500 *calories* nelle officine del Palatinato e 1112 *calories* solamente ad Idria.

Quantunque l'economia sia considerevole, non era però in rapporto con ciò che prometteva la buona intelligenza del processo messo in opera ad Idria. Ma bisogna considerare che l'imperfezione del processo distillatorio del Palatinato, è in parte compensata dalla continuità del suo andamento. Egli è certo che se il processo d'Idria fosse continuo, il combustibile consumato si troverebbe, per ciò solo ridotto a metà o ad un terzo della quantità richiesta da un forno intermittente.

Non vedesi che cosa possa opporsi alla continuità dell'operazione. La torrefazione del zolfuro di mercurio è facilissima, poichè si volatilizza e va a ricercar l'aria che gli è necessaria. Basterà dunque dare al forno la forma dei forni da calce continui, caricare i minerali grossi in pezzi della grossezza conveniente e formare coi minuti o collo schlich delle masse che si potranno rendere bastantemente consistenti coll'aggiunta di una sostanza argillosa. Bisognerebbe per verità, moltiplicare le camere di condensazione, ma un solo forno potrebbe disporre delle camere che fanno il servizio di due forni uniti, e d'altronde dirigendo i vapori in un solo senso, si potrebbe farli passare per 24 camere di condensazione successive, ciò che dovrebbe bastare per l'intera liquefazione del mercurio.

Con modificazioni dirette in questo senso, il sistema dei forni d'Idria può essere considerato come il migliore di tutti.

2613. L'estrazione del mercurio ha nello stato attuale delle cose una connessione così intima con quella dell'argento e dell'oro, che non si può considerare senza interesse la produzione annua di questo metallo, così necessario pel trattamento dei metalli preziosi.

Si possono valutare nel modo seguente le quantità di mercurio estratto annualmente dalle miniere di questo metallo.

Almaden	25,000 a 32,000 quint.
Idria	6,000 " 10,000 "
Ungheria	700 " 700 "
Transilvania }	400 " 500 "
Ducato di Duc Ponti.	180 " 200 "
Palatinato	3,000 " 3,000 "

35,280 46,400

Tra queste miniere, quelle di Huancavelica dà in oggi un prodotto assai inferiore alla sua ricchezza reale. I 3000 quintali di mercurio che se ne ricavano, procedono dai lavori superficiali fatti da Indiani isolati, sulle teste di piccoli filoni della miniera. L'escavazione regolare, abbandonata pel crollamento degli scavi, verrà col tempo ripresa senza dubbio, ed allora il prodotto in mercurio potrà eguagliare quello della miniera d'Idria. In fatti, per più di un secolo, l'estrazione regolare ha fornito da 4000 a 6000 quintali, e spesso sino a 10.000 quintali.

Il consumo della Francia in mercurio od in prodotti mercuriali varia poco. Questo metallo vi è adoperato per istagnare gli specchi, per la fabbricazione del cinabro, del vermiglione, del sublimato corrosivo e del calomelano, pel trattamento dei residui e delle ceneri da orefice, ed in fine per la costruzione degli apparati di fisica e di chimica.

Ecco il prospetto delle importazioni del mercurio e dei prodotti mercuriali.

Anno.	Mercurio.	Cinabro.	Vermiglione.
1818	57,806	787	11,614
1819	53,909	"	5,161
1820	25,432	206	6,074
1821	15,921	513	6,650
1822	49,867	268	8,514
1823	74,580	210	4,780
1824	17,917	"	7,372
1825	72,305	"	6,408
1826	81,221	"	3,155
1827	88,526	"	6,612
1828	55,824	"	6,453
1829	80,503	"	5,354
1830	45,065	"	2,699
1831	46,675	"	1,999

L'importazione del cinabro ha cessato, da che si fabbrica questo prodotto a Parigi. Lo stesso può dirsi di quella del vermiglione che tende a cessare, poichè ne viene fabbricato a Parigi di ottima qualità. I cloruri di mercurio si fabbricano in Francia da tempo ancor più lontano, e non lasciano più vantaggio all'importazione di quelli che l'Olanda ci forniva altre volte.

CAPITOLO XL

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ARGENTO.

Memoire sur environ trois millions de quintaux de mercure enfouis dans la vase d'une rivière du Pérou, di Proust; Journal de Physique t. LXXXI, p. 404.

Faits sur la docimastique des mines d'or et d'argent; di Proust; Journal de Physique, t. LXXXI, p. 409.

Tutti gl' Indici relativi alla produzione ed al movimento dei metalli preziosi trovansi riuniti e spiegati in questo capitolo.

Notice sur le traitement des mineraux argentiferes; Ann. des mines, serie 1, t. VI, p. 619.

Méthode d'amalgamation appliquée aux mattes de cuivre à l'usine de Grosörner del sig. Manès. Ann. des mines, serie 1, t. IX, pag. 81.

Sur le cuivre pris de S. Marie-aux-Mines; del signor Berthier; Ann. des mines, serie 1, t. XI, p. 121.

Notice sur le traitement au coke des mineraux d'argent, plomb et cuivre, a Freyberg; del signor Perdonnet; Ann. des mines, serie 2, t. II, pag. 239 et 301.

Description d'une méthode nouvelle employée a Freyberg, pour séparer le cuivre de l'argent, par M. Lesoinne. Ann. des mines, serie 2, t. III, pag. 15.

Analyse des produits du traitement des mineraux d'argent de Freyberg, del signor Lampadius. Ann. des mines, serie 2, t. III, pag. 276.

Sur les mines d'argent d'Arevalo, dans le district de Chico; au Mexique, del signor Gerot. Ann. des mines, serie 2, t. IV, pag. 457.

Resultats de divers essais entrepris, dans le but de perfectionner les procédés métallurgiques employées en Saxe. Ann. des mines, serie 2, t. XI, pag. 311.

Sur les procédés d'amalgamation appliqués aux mineraux d'argent; del signor Karten. Ann. des mines, serie 2, t. VII, pag. 97.

Description abrégée du procédé d'amalgamation à Halsbrücke, près des Freyberg en Saxe, di Maurizio Muller. Freyberg 1831.

Recherches sur les phénomènes chimiques qui se passent dans l'amalgamation américaine, del signor Bous-singault, Ann. de chimie et de physique. t. LI. p. 337.

2614. L'argento trovasi in alcuna delle sue miniere allo stato nativo, il che ci spiega in qual modo fosse conosciuto dai tempi i più remoti. Nelle miniere in cui l'argento trovasi sotto forma di combinazione chimica, basta spesso per estrarlo di sottoporre il minerale a ripetute calcinazioni che lo sbarazzino successivamente dalle materie straniere. Si vede anche da questa circostanza, come alcuni saggi di pura pratica abbiano potuto condurre ad un trattamento di alcuni minerali argentiferi molto rozzo, ma però sufficiente per estrarne una parte di questo metallo.

Tra i trattamenti che forniscono l'argento, bisogna distinguere quelli in cui la sua estrazione è accessoria, da quelli in cui forma l'oggetto principale.

I minerali che forniscono accessoriamente dell'argento sono i zolfuri di piombo argentifero o il rame piritoso argentifero, vale a dire i zolfuri di piombo o di rame contenenti quantità troppo deboli d'argento o piuttosto di zolfuro d'argento, perchè il prodotto in argento basti a far prosperare lo stabilimento. La miniera è allora considerata come miniera di piombo o di rame. Quando la proporzione d'argento aumenta, la miniera acquista il nome di miniera d'argento. Si vede con ciò, quanto sia difficile di distinguere le vere miniere d'argento da quelle di rame e di piombo argentifero, altrimenti che dal rapporto dei prodotti tra i metalli che contengono.

Questa difficoltà ci impegna a riunire in un solo capitolo l'esposizione dei metodi variatissimi applicati al trattamento di ogni minerale, nello scopo di estrarne in ultimo risultamento l'argento che vi si trova contenuto, qualunque ne sia la proporzione.

2615. Incontrasi in natura l'argento libero e combinato. I composti formati da questo metallo sono anche assai variati.

L'argento nativo assume diverse forme. Ora è cristallizzato regolarmente in cubi od in ottaedri; ora è in fibre contorte od in dendriti; ora in fine si presenta in masse od in grani di variatissima grossezza. Si citano delle masse di questo genere che pesavano 25 kil. ed anche 100 kil.

Il zolfuro d'argento, il zolfo arseniuro d'argento, l'antimoniuro d'argento, il cloruro d'argento sono le principali specie di minerali, che pure o mescolate, formano l'oggetto del trattamento di questo metallo.

Le miniere d'argento trovansi nei terreni primitivi ed ordinariamente nelle fenditure delle rocce micacee, aufiboliche, e di pietra cornea. I terreni secondari contengono pure dei minerali d'argento; non d'argento nativo, ma quasi sempre delle combinazioni.

La Francia possiede delle miniere d'argento. Citeremo quelle di Sainte Marie-aux-Mines, nei Vosgi che è un filone di rame zolfurato grigio argentifero, quella di Giromagny che ne è vicina; quella di Huelgoat, il cui trattamento è attivato da poco tempo; finalmente quella di Allemont, nel dipartimento dell'Isere, che contiene diversi minerali d'argento, associati a minerali di cobalto e di nickel assai variati.

Fra le miniere escavate in Europa, citeremo quelle dei contorni di Freyberg, che alimentano la bella officina di cui daremo in seguito la descrizione. La Sassonia possiede inoltre la miniera di Annaberg, di Johana Giorgenstadt, di Schneeberg in Misnia, e di Andreasberg nell'Harz. Le tre ultime constano principalmente di zolfuro di piombo argentifero.

La miniera di Kongsberg nella Norvegia è una delle più notabili d'Europa. Contiene principalmente dell'argento nativo, che si è trovato qualche volta in masse considerevoli.

La Spagna ha posseduto delle miniere d'argento celebri e note agli antichi; essa tratta ancora quella di Guadalcanal.

La Siberia ha delle miniere d'argento in attività.

Le miniere d'argento le più produttive del globo sono quelle del Nuovo mondo. Si troveranno in seguito delle indicazioni estese sulla loro natura, sul loro trattamento e sulla loro produzione.

2616. Il trattamento dei minerali d'argento si eseguisce con diversi processi, che però dipendono tutti da uno stesso principio. Si cerca di formare coll'argento e con un metallo conveniente, una lega fusibile che possa in ragione della sua densità, separarsi dalle matrici che accompagnano l'argento.

D'ordinario si adopera il mercurio. Questo processo costituisce il metodo d'*amalgamazione*. L'amalgama d'argento essendo fusibile alla temperatura ordinaria può riunirsi senza che occorra di riscaldare la massa; la sua grande densità permette d'altronde di isolarla colla lavatura. L'amalgama ottenuta viene sottoposta alla distillazione. L'argento rimane ed il mercurio si

volatilizza. Ad onta del prezzo elevato del mercurio, questo metodo è quello che conviene di più pel trattamento dei minerali poveri.

Qualche volta si fa uso del piombo. La lega di piombo e d'argento non essendo fusibile che ad una temperatura elevata, bisogna necessariamente riscaldare il miscuglio di piombo e di minerale. La lega si produce, cola, e si riunisce. Il piombo carico d'argento così ottenuto, viene in seguito sottoposto ad una raffinazione che separa il piombo sotto forma di ossido e che lascia indietro l'argento. Questo metodo non può convenire che pei minerali ricchi, e particolarmente per quelli in cui domina l'argento nativo.

Si indica col nome di *concentrazione* un'operazione che forma la base di un terzo sistema di trattamento. Ha per iscopo in fatti di concentrare sotto un piccolo volume l'argento contenuto nel minerale che si deve trattare. Questa operazione consiste in una fusione con aggiunta di pirite di ferro. Colla fusione, la pirite si unisce coi zolfuri metallici, contenuti nel minerale, e costituisce con essi una *matte* nella quale si riunisce tutto l'argento. Questa *matte*, separata dalle scorie, viene in seguito sottoposta ad un trattamento ulteriore, che ha per oggetto di separarne l'argento.

Ora esamineremo successivamente questi diversi metodi.

Il processo d'amalgamazione si divide in due classi; l'una abbraccia il metodo in uso in Europa; l'altra quello in uso in America. Diversi trattamenti misti che sono stati posti in uso, partecipano più o meno di questi due metodi principali che noi studieremo con diligenza.

Amalgamazione di Freyberg.

2617. L'officina d'amalgamazione di Freyberg ha fermato tanto l'attenzione dei metallurgisti, ed i suoi processi sono tanto noti, che non si deve attendere di ritrovare qui alcuna nuova considerazione. Noi descriveremo esattamente i metodi che vi sono in uso, e faremo notare i vantaggi e gli inconvenienti che presentano in confronto di quelli del Nuovo mondo.

Si è al barone de Born che è dovuta l'introduzione del metodo d'amalgamazione in Europa. Negli anni dal 1780 al 1786, si occupò di esperienze relative a questo lavoro, e giunse a stabilirlo in Ungheria: I signori Gellert e Charpentier fondarono sugli stessi prin-

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 259
cipi, l'officina di amalgamazione di Halsbrücke presso Freyberg. Questo bello stabilimento incominciato nell'anno 1787, fu terminato nel 1790, e completamente incendiato nel 1792. Non si tardò a ricostruirlo con modificazioni vantaggiose.

Le operazioni attualmente in uso a Freyberg, sono le seguenti:

- 1.° Scelta e miscuglio conveniente dei minerali.
- 2.° Torrefazione di questo miscuglio con aggiunta di sale marino.
- 3.° Cribatura del minerale torrefatto.
- 4.° Macinazione del minerale stacciato.
- 5.° Amalgamazione.
- 6.° Decantazione dell'amalgama.
- 7.° Filtrazione dell'amalgama.
- 8.° Distillazione dell'amalgama.
- 9.° Fusione dell'argento.
- 10.° Raffinazione dell'argento.
- 11.° Lavatura dei residui.

Esamineremo successivamente queste diverse operazioni, tanto sotto il rapporto pratico quanto sotto il punto di vista teoretico.

Scelta e miscuglio dei minerali.

2618. I minerali che si trattano a Freyberg col metodo dell'amalgamazione, sono noti sotto il nome di *minerali magri*, e contengono poco o nulla di piombo. Questi minerali si distinguono in due varietà, che sono i minerali non piritosi, ed i minerali misti con pirite di ferro. I minerali che contengono del piombo o del rame sono esclusi da questo metodo di trattamento. Accade ben di rado però che il minerale trattato non contenga un poco di rame.

La ricchezza la più favorevole pel trattamento è di 240 gr. d'argento per 100 kil. di minerale. Si sa per esperienza che una ricchezza maggiore lascia dei residui di amalgamazione troppo ricchi, e che una ricchezza minore e ridotta per esempio a 160 gr. vi reca delle perdite, a motivo che il prodotto è inferiore alle spese di trattamento.

Il miscuglio deve contenere tutto al più da 34 a 35 centesimi di pirite. Siccome i minerali piritosi non contengono sempre tanta pirite, così bisogna d'ordinario aggiungervi ancora alcuni centesimi di pirite argentifera per ottenere questa proporzione.

Secondo i diversi metodi di preparazione che si applicano ai minerali nelle laverie delle miniere, si distinguono in minerali di lavatura ed in minerali pilati.

I minerali di lavatura vengono pilati convenientemente nelle laverie con acqua e lavati in seguito nel *patouillet* od alla *vasca*.

I minerali di ogni miniera lavati e pilati a parte, sono posti in mucchio nel magazzino de' minerali, e notati in un libro particolare, chiamato libro d'acquisto de' minerali, colla quantità d'argento contenuto in ciascun mucchio.

Per fare il miscuglio, si prende sopra ogni mucchio, e nelle proporzioni già indicate, la quantità necessaria per ottenere d'ordinario un mucchio di 400 quintali. Si calcola la quantità che bisogna prendere sopra ogni specie di minerali, per ottenere da tutta la massa un miscuglio che contiene 0, 0024 d'argento.

Secondo il signor Berthier, questo miscuglio preparato contiene:

Quarzo, zolfato di barite ecc.	27, 8
Carbonato di calce	5, 0
Id. di magnesia	3, 0
Id. di manganese	4, 2
Id. di ferro	4, 5
Id. di rame	1, 2
Id. di piombo. . . .	4, 0
Bizolfuro di ferro	28, 5
Mispickel	19, 8
Argento	0, 2

98, 2

L'argento che trovasi nel minerale, è almeno in parte allo stato di zolfuro d'argento. La temperatura elevata della torrefazione e la presenza delle piriti lo farebbero d'altronde passare per intero a questo stato. Sotto questa forma, l'amalgamazione dell'argento non avrebbe luogo, almeno col processo in uso a Freyberg. Bisogna che l'argento sia convertito preventivamente in cloruro, che viene in seguito ridotto dal ferro metallico che si aggiunge nelle botti d'amalgamazione. Per produrre la conversione dell'argento in cloruro d'argento, si mescola dunque del sale marino al minerale destinato alla torrefazione. Numerosi saggi hanno insegnato che alla dose di dieci centesimi, il sale marino produceva i risultati i più vantaggiosi.

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 261

Affinchè il sale si mescoli esattamente col minerale, si fanno passare le due sostanze a traverso di un cribro. Questo miscuglio si eseguisce nelle sale di preparazione in numero di tre, al primo piano dell' officina d' amalgamazione. Al di sopra di questi locali vi sono dei magazzini pel sale.

Per ridurre in polvere il sale marino che, coll'annirsi insieme, forma qualche volta delle masse compatte, si sono disposte delle casse di legno, con un fondo conico, che passa a traverso del plafone della sala. Questo fondo si apre e si chiude con un incastro. Al di sopra di queste casse, si sospende un cribro di ferro, dove si getta il sale e dove si rompono le masse compatte che vi si trovano. Si mette in ogni cassa una certa quantità di sale pesata preventivamente; si fa cadere in seguito nella sala dei miscugli sul minerale che vi si è disteso, e si spiana con un rastrello. Al di sopra di questo sale, si mette ancora uno strato di minerale, ed in seguito un altro di sale. Si continua in tal modo, mettendo alternativamente uno strato di minerale, ed un altro di sale, sino a che la quantità totale di minerale sia preparata.

Si fa in seguito passare il sale ed il minerale a traverso della macchina a cribro, e si divide il prodotto ottenuto in mucchi conici, di 4 $\frac{1}{2}$ quintali che chiamansi mucchi di torrefazione.

Torrefazione.

2619. Al di sotto delle camere di miscuglio, trovansi i forni di torrefazione, che sono forni a riverbero composti principalmente:

- 1.° Di un focolare con graticcio e ceneratoio.
- 2.° Di un' aia per la torrefazione del minerale.
- 3.° Di camere di condensazione a traverso delle quali passano i vapori che si innalzano durante la torrefazione, e dove si precipita una parte del minerale ridotto in polvere finissima.
- 4.° Di un cammino dal quale escono i vapori.

Un tubo da caricare si innalza dalla volta di ogni forno di torrefazione, sino nella camera da miscuglio che si trova al di sopra, dove viene chiuso da un coperchio.

La principale apertura del forno da torrefazione è sul davanti; si è per essa che si eseguisce la manipolazione del minerale col mezzo di lunghi strumenti di ferro, che per facilitare il loro uso, si appoggiano ad un ci-

lindro di ferro, che gira sul suo asse, e posto nell'apertura dello stesso forno.

Gli istrumenti adoperati dagli operai sono:

- 1.° Un riavolo di ferro.
- 2.° Un badile da rimescolare.
- 3.° Un cucchiaino d'assaggio.

Quando si vuole incominciare la torrefazione, l'operaio incaricato di questa operazione, fa discendere sulla aia, dalla camera di miscuglio pei condotti descritti più sopra, il mucchio di minerale destinato pel forno. Si distende ivi uniformemente, e si frantumano i grumi di minerale che si formano per l'azione del calore. Al principio, si ha cura di fare un fuoco vivo nel focolare, affinchè il minerale si essichi, e che il sale decrepiti, mentre un operaio rimescola la massa intiera con un riavolo di ferro; questo periodo chiamasi principio della torrefazione.

Quando si vede che il minerale incomincia ad infiammarsi, ciò che ha luogo d'ordinario dopo un'ora, accensione che è dovuta allo zolfo del zolfuro di ferro che contiene, e che lo fa rigonfiare, si diminuisce il fuoco, e si è allora che tutta la massa si arroventa da sè stessa, e rassomiglia ad un fluido; si dice allora che il minerale si zolfura.

Durante questo tempo, è necessario di rimescolare continuamente il minerale, affine di impedire che si formino dei grumi di minerale. Allora si effettuano le combinazioni; lo zolfo delle piriti si ossida, si forma dell'acido zolforoso e dell'acido zolforico, quest'ultimo decompone il sale marino, e forma del zolfato di soda; il cloro del sale decomposto si unisce coll'argento, e dà origine al cloruro di questo metallo. Si forma inoltre dell'ossido e del zolfato di ferro, dell'ossido e del zolfato di rame. Il minerale torrefatto contiene inoltre delle sostanze terrose non alterate. Il terzo ed ultimo periodo incomincia quando il metallo si raffredda alla superficie, e che l'odore di gaz zolforoso diminuisce a poco a poco.

In questa operazione la totalità od almeno i $\frac{8}{10}$, 85 dell'argento contenuto nel minerale, si converte in cloruro d'argento. Se si torrefacesse il minerale senza aggiunta di sale marino, la metà dell'argento soltanto si troverebbe convertito in zolfato d'argento.

Si riscalda di nuovo, rimescolando spesso il minerale; se ne sviluppa un vapore verdastro tendente al grigio, che ha odore di cloro. Se facendosi l'assaggio, in un

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 263
cucchiaino di ferro, non si sente odore di zolfo, ma bensì quello di cloro; se ne conchiude che la torrefazione è compiuta. Sei ore bastano per torrefare convenientemente un mucchio di minerale di quattro quintali e mezzo. È evidente che quanto meno grumi contiene il minerale torrefatto, e quanto più è uniforme il suo color bruno, tanto meglio è torrefatto.

Il minerale viene estratto ancor rosso dal forno, col mezzo di un riavolo. Si carica in una cassa di ferro, e si versa sopra un luogo suolato espressamente dove si raffredda.

Le camere di condensazione si nettano ogni cinque mesi. Si trovano allora al di sopra di ogni forno da torrefazione, presso a poco cinque quintali di polvere fina di minerale, che dà per quintale da 2 a 2 1/2 onces d'argento; quest'ultimo si torrefa di nuovo con una quantità eguale di minerale greggio e 10 per 100 di sale marino.

Le polveri e le cadmie che si sviluppano durante la torrefazione, contengono:

	Polveri.	Cadmie.
Minerale polveroso.	90	5
Fuliggine	0	10
Arsenico	9	0
Acido arsenioso. ,	0	85
Argento	0, 143	0, 072

99, 143 100, 072

La torrefazione si fa senza interruzione giorno e notte, e per torrefare 100 quintali di minerale, richiedonsi da 48 a 50 quintali di carbone fossile.

Nell'officina d'amalgamazione, vi sono quattordici forni di torrefazione.

Cribratura del minerale torrefatto.

2620. Qualunque sia la diligenza che si usi nella torrefazione, non si può evitare la formazione di alcuni grumi di minerale sfuggito alla torrefazione, che debbono essere separati dal minerale fino, e torrefatti di nuovo.

A questo scopo, il minerale torrefatto e raffreddato viene caricato nelle casse, e fatto salire con un tamburo a mano al terzo piano, dove sonvi due graticci mobili contenuti in una cassa comune. Il minerale viene versato sui crivelli alquanto larghi, per separare i pezzi

induriti, ed i frantumi dell'aia. I pezzi induriti si rompono col martello, e si torrefanno di nuovo, con un miscuglio di 2 per 100 di sale marino.

Il minerale torrefatto, e fatto passare attraverso il graticcio discende per mezzo di tubi al secondo piano sulle macchine da cribrare che vi si trovano. Sono esse composte di grandi casse di legno, nelle quali due cribri di filo di ferro si movono alternativamente in senso contrario. Ciascuno di questi cribri è a due compartimenti, uno dei quali è più fino dell'altro; il minerale trovasi pure in tal modo diviso in minerale fino, in minerale medio ed in minerale grosso. Questa operazione è assolutamente necessaria, perchè ogni specie si macina con più facilità separatamente, e perchè il minerale grosso che non è ancora torrefatto abbastanza, si torrefa di nuovo coi pezzi induriti, aggiugnendovi egualmente 2 per 100 di sale.

Sopra 100 quintali di minerale torrefatto, si ottiene, facendolo passare e cribrare, presso a poco 2 quintali di minerale grosso, da 9 a 10 di medio, e da 87 ad 88 quintali di fino. Richiedonsi otto ore per cribrare 100 quintali di minerale. Vi sono due camere da cribrare, di cui ciascuna ha due stacci.

Macinatura del minerale torrefatto.

2621. Per ridurre il minerale in polvere la più fina, si sottopone all'ultima operazione preparatoria, vale a dire, alla macinatura. Quanto più questa operazione è esatta, tanto meglio il minerale si lascia amalgamare. I mulini che trovansi immediatamente al di sotto delle camere da cribrare, sono costrutti come i mulini ordinari de' grani, ma le macine sono di granito.

Quando si vuole incominciare la macinazione, si fa discendere il minerale fino ed il medio separatamente, per mezzo di tubi, nelle camere del mulino, dove cade in grandi casse, dalle quali si fa passare a volontà sotto le macine, che lo riducono in farina finissima; la farina del minerale che non passa pel buratto, si macina una seconda volta.

Sonovi nella officina d' amalgamazione quattordici macine, che in sedici ore preparano, tutti i giorni, la farina necessaria per l' amalgamazione.

Amalgamazione.

1622. Col minerale fino si riempiono delle casse di

cui ciascuna può contenere un quintale, le quali si fanno salire al secondo piano, con un tamburo a mano, da cui si trasportano entro carrette sino al granaio di riempimento.

In questo granaio si trovano venti casse, ciascuna delle quali può contenere 10 quintali di minerale. Immediatamente al di sotto, evvi la sala di amalgamazione, dove 20 barili di legno, solidamente cerchiati di ferro, si movono orizzontalmente attorno al loro asse, col mezzo di una ruota idraulica. Ogni botte ha un cocchiume per riempirla, che si chiude fortemente con un archetto di ferro. Ogni barile pesa 14 quintali. Tutti questi barili possono essere messi in moto o fermati coll'aprire o chiudere la cateratta, e ciascuno di essi può essere fermato a parte, levando via uno dei sostegni del perno col mezzo di una vite. Ogni barile ha nel granaio al di sopra della sala d'amalgamazione, la sua cassa a parte, da cui il minerale discende per un tubo di cuoio.

Si mette in ogni botte per ciascuna carica:

10 quintali di minerale macinato,

5 $1/2$ o 3 quintali d'acqua,

60 o 70 libbre di piccole lamine di ferro malleato.

Vi si aggiunge dell'acqua affine che essa si mescoli colla farina per formare una massa pastosa che dà al mercurio il mezzo di dividersi in tutti i sensi. Non bisogna aggiungerne troppo nè troppo poca, per timore che il mercurio non si diriga verso i lembi del barile, ciò che impedirebbe che la massa ne fosse sufficientemente penetrata.

Le lastre di ferro servono a decomporre il cloruro di argento formato durante la torrefazione, l'affinità del cloro pel ferro essendo maggiore che per l'argento. Quest'ultimo passa allo stato metallico e si unisce col mercurio.

Al di sopra di ogni barile è adattato un vaso di piombo della capacità di tre quintali d'acqua. Si riempie col mezzo di un tubo generale, e se ne fa al principio passare nel barile la quantità d'acqua necessaria.

Allora si procede ad introdurre il minerale. A questo scopo, si pone un imbuto sul barile, e si fanno discendere pel canale di cuoio i dieci quintali di minerale che trovansi nella cassa posta al di sopra.

Ciò fatto si chiude il barile che si mette in moto per un'ora, prima di introdurre il mercurio, affinchè l'acqua

ed il minerale si mescolino sufficientemente l'una coll'altro. Si esamina di tempo in tempo se la massa ha la consistenza necessaria, e se bisogni aggiungervi dell'acqua o del minerale.

Terminata questa operazione, vi si aggiunge il mercurio. A lato della sala d'amalgamazione, si trovano due vasi di ghisa, della capacità ciascuno di 5 quintali di mercurio; da ogni vaso esce un tubo di ferro che passa tra due linee di barili. Da questo tubo, il mercurio passa entro tubi minori che lo conducono nei barili, col mezzo di un imbuto. Ogni vaso fornisce il mercurio a dieci barili.

Si chiude diligentemente il barile col cocchiume e si mette in moto, in modo che giri diciotto o venti volte per minuto attorno al suo asse.

È necessario di vedere di tempo in tempo se la massa ha la consistenza richiesta, perchè durante l'operazione, diviene un poco liquida e si riscalda in generale sino a 40.° o 50.

Il lavoro dell'amalgamazione si eseguisce alla temperatura ordinaria. Si renderebbe più rapida se si innalzasse artificialmente la temperatura del miscuglio; ma alcuni saggi tentati con questa vista nel 1827, hanno fatto vedere che ne risultava una perdita di mercurio, otto o dieci volte maggiore che al solito. Si sa in fatti, che il mercurio può passare allo stato di protossido col concorso dell'aria umida, e di uno stato di divisione grandissimo, specialmente quando la temperatura è elevata. Si è dunque rinunciato ad ogni cangiamento in questo senso.

Mentre i barili sono in moto, ciò che dura in tutto da 16 a 18 ore, hanno luogo le reazioni chimiche: il cloruro d'argento viene decomposto dal ferro; l'argento ridotto si amalgama col mercurio nello stesso tempo che il rame contenuto nel minerale si combina egualmente col mercurio.

I principali prodotti formati durante questa operazione, sono il mercurio combinato coll'argento ed i residui propriamente detti, che non sono altro che un miscuglio di masse terrose, di cloruro di ferro, di zolfato di soda, di sal marino, d'acqua ecc. Per riconoscere se questi residui sono privi d'argento, si procede all'assaggio.

A questo effetto, si cava con un cucchiaino nel mezzo di ogni barile una parte della massa che si getta in un

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 267

piatto profondo, dove si stempera nell'acqua. I globetti dell'amalgama si depongono e vengono in seguito separati dal residuo, colla maggior diligenza possibile. Si fa essicare questo residuo e l'assaggiatore dell'amalgamazione lo saggia per vedere quale è la quantità d'argento che vi è contenuta. Quando è di 1 sopra 3500, o 4000 di materia, si dice che l'amalgamazione è riescita, e si procede all'operazione seguente.

Si riempiono i barili d'acqua, affinchè il mercurio possa riunirsi. Si fanno girare lentamente per un' ora, indi si fermano, e si fa scorrer via l'amalgama per un robinetto di legno in un canale di cuoio, che si versa in un canale di legno. Da questo canale si fa scorrere per mezzo di tubi, egualmente di legno, nella camera d'amalgamazione.

L'amalgama liquida così ottenuta, contiene un grande eccesso di mercurio che può esserne separato facilmente. A questo effetto, si fa passare attraverso di sacchi od attrezzi sospesi al di sopra di una vasca di pietra; il mercurio scola per la maggior parte e rimane nel sacco di traliccio un'amalgama solida che si conosce sotto il nome di *amalgama secca*. L'argento si è concentrato in quest' ultimo prodotto.

L'amalgama così preparata contiene:

Mercurio	82, 35
Argento ed altri metalli. .	17, 65

100, 00

Il mercurio che passa attraverso del sacco contenente ancora dell'argento, viene posto in serbo nella vasca di pietra sino all'altra amalgamazione; allora con un tamburo a mano, si fa salire sino alla camera di riempimento del mercurio, che è vicina alla sala d'amalgamazione.

I residui dei barili, essendo liquidissimi, si estraggono con un grande canale, da cui scorrono per mezzo di tubi nei tini da lavatura, che sono immediatamente al di sotto della sala d'amalgamazione. La lavatura di questi residui per ottenerne il mercurio, o piuttosto l'amalgama che vi si trova meccanicamente disseminata, si eseguisce in questi stessi tini.

I fanghi che lasciano indietro queste lavature contengono, dietro il signor Berthier :

Prodotti insolubili negli acidi . .	44, 6
Perossido di ferro	38, 0
Zolfato di allumina e di calce. .	1, 8
Ossido di rame	1, 0
Ossido di piombo	2, 8
Sali solubili nell' acqua	10, 0

98, 2

Esse non rendono all' assaggio che 0,0002 d'argento, ciò che dimostra tutta la perfezione del metodo adoperato.

La macinazione preventiva dei minerali produce una spesa abbastanza forte perchè si pensasse di evitarla, mettendo a profitto il movimento che è necessario di imprimere alle botti d' amalgamazione. Si vede in fatti, che questa polverizzazione può ottenersi col mettere delle palle di ferro nelle botti, e col caricarle di minerale torrefatto e stacciato, come all' ordinario. Dei saggi in grande potranno far conoscere i vantaggi e gli inconvenienti di questa modificazione, che è del resto molto ragionevole.

Distillazione dell' amalgama.

2623. L' amalgama ottenuta è sottoposta alla distillazione nella camera di distillazione, la quale è a volta. Questa operazione lascia molto a desiderare. Essa si eseguisce con una vera distillazione per *descensum*, con un processo intermittente che deve produrre una perdita di combustibili e di mano d' opera facile ad evitarsi. Questa distillazione si eseguisce sotto grandi campane di ghisa poste sopra un trepiedi, dal cui mezzo si innalza un' asta di ferro che entra nella campana. Sopra questa asta si pongono sei tondi con orli di ferro, o tondi distillatorii, gli uni al di sopra degli altri, nei quali si mette l' amalgama. Il trepiedi è posto in una vasca di ferro, che riposa sopra una cassa di legno molto grossa ripiena d' acqua.

Il focolare del forno consiste in una lastra di ferro, a traverso della quale passa il vaso distillatorio; esso discende sino al tino pieno d' acqua.

Il forno è tondo ed aperto in alto; si chiude sul davanti con una porta di ferro.

Per eseguire la distillazione, si pone sui piatti una

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 269
certa quantità d'amalgama in globi, ordinariamente cinque quintali per ogni forno. Il piatto inferiore è il più grande, affinchè se qualche parte d'amalgama va a cadere, possa riceverla.

Quando il tutto è a posto, si fa discendere con una catena, la campana distillatoria sul trepiedi; si circonda questa campana di un anello di ferro, che si pone sul fondo del forno, affinchè procedendo al riscaldamento, non cada del combustibile nella cassa che si trova al di sotto. In seguito si riscalda il forno colla torba; si chiude la porta investita nell'interno d'argilla, e vi si mette della torba sino a che sia affatto riempita. La campana distillatoria si arroventa ed il mercurio si volatilizza. I vapori non possono escire dalla campana, e quindi si condensano nella cassa piena d'acqua. Dopo cessato il fischiare delle gocce di mercurio che cadono, ciò che ha luogo d'ordinario a capo di sette ad otto ore, l'operazione è terminata.

Tosto che la campana è raffreddata, la si leva via; si estraggono i piatti carichi di un residuo metallico poroso in forma di grappoli; si estrae la cassa di legno che è sotto il focolare, se ne fa escire l'acqua, si netta il mercurio con una spugna, e si versa nel tino di pietra della camera d'amalgamazione per servirsene al bisogno.

Se il calore impiegato in questa operazione non è stato troppo forte, e la campana distillatoria non si fende, la perdita in mercurio è limitata; è di un grosso per quintale.

La lega che procede dalla distillazione dell'amalgama, contiene:

Argento . . .	69, 00
Rame . . .	28, 20
Piombo. . .	0, 73
Nickel . . .	0, 34
Arsenico . . .	0, 40
Antimonio. . .	0, 30
Mercurio . . .	0, 20

99, 17

La proporzione del rame non è costante in questa lega, e si osserva che quello che procede dall'amalgama che scorre immediatamente dai barili è meno cuprea di quella che procede dalla lavatura dei fanghi

Ecco la loro analisi:

	Lega dell'amalgama dei barilli.	Lega dell'amalgama dei sanghi.
Argento. . .	83	33
Rame . . .	17	67
	100	100

Cento quintali d'amalgama danno, termine medio, quattordici o quindici quintali di metallo. Chiamasi metallo l'argento misto col rame, ecc. estratto in questo modo.

Per distillare 5 quintali d'amalgama, si adoperano settanta piedi cubici di torba, e quattordici piedi cubici di carbone di legna.

Si sa per esperienza che la stessa campana può servire per medio a 230 operazioni.

Fusione del metallo d'amalgamazione.

2624. L'argento rimasto sui tondi distillatorii non ha una ricchezza uniforme; per farne una prova esatta, si usa di fondere queste masse in grandi crogiuoli di piombaggine, e sempre nella quantità di due quintali alla volta. Da questi crogiuoli si versa il metallo entro padelle tonde di ferro, contenenti ciascuna 20 o 25 libbre; nello stesso tempo si granisce nell'acqua una piccola quantità di questo argento.

L'assaggiatore d'amalgamazione fa diversi saggi di questi grani colla coppella, per sapere quanto questo argento fuso contenga d'argento fino per marco; d'ordinario, si calcola che ne contenga da 60 a 75 per 100.

L'argento colato in *lingot*, si pulisce con una spatola di filo d'*archal*, e passa alla zecca di Dresda.

Sino al 1826 il metallo ottenuto in questo modo, veniva raffinato col piombo d'opera; e l'argento della prima raffinazione, si raffinava ancora una volta sopra copelle sino a che si fosse ottenuta una ricchezza in argento di 0,985.

Nel 1827, si tentò di levare il rame dall'argento d'amalgamazione, col mezzo dell'acido zolforico, facendolo da prima arroventare in un forno a riverbero, per ossidarne il rame, e facendo digerire il metallo arroventato nell'acido zolforico in una caldaia di piombo, ad una temperatura di 50 a 60.° Si faceva fondere in seguito entro crogiuoli per ridurlo in lingotti, come al solito. Conteneva esso 0,970 d'argento fino. Questo processo verrà studiato in un altro capitolo.

I risultati che se ne ottenevano erano vantaggiosi, ciò non ostante si abbandonò questo metodo, e si ricorre ora alla fusione, ripetuta tre volte, dell'argento d'amalgamazione, arroventato in precedenza col contatto dell'aria. In questa operazione una parte delle sostanze accessorie è ossidata e separata in iscorie. L'argento cupriferò ottenuto in questo modo, non contiene che 0,750 d'argento fino; ma siccome può essere adoperato alla zecca come metallo di lega, così si paga in conseguenza alquanto di più.

L'officina d'amalgamazione di Halsbrücke rende all'anno, ad un di presso, 150 quint. d'argento da 60,000 quintali di minerale.

I forni adoperati per la fusione dell'argento impuro sono muniti di camere di condensazione, nelle quali si trovano delle polveri metalliche, che contengono:

Carbone	41, 32
Ceneri	29, 20
Argento	18, 10
Acido arsenioso	2, 45
Ossido d'antimonio . . .	2, 00
Ossido di piombo	1, 12
Ossido di rame	1, 00
Mercurio	1, 70
Sali alcalini	1, 75

98, 44

Lavatura dei residui.

2625. Si lavano i residui per estrarne delle piccole parti di amalgama argentifera e cupriferà, che vi si trovano ancora. A questo fine, si estrae la massa dai barili, si mette nei tini da lavare, e si stempera nell'acqua, in modo che le particelle d'amalgama cadano al fondo. Per accelerarne la caduta, si rimescola costantemente la massa con un rastrello di ferro. Per sapere se la parte superiore del deposito è intieramente priva di mercurio, il tino ha dei fori chiusi con cavicchi di legno. Dopo il movimento di alcune ore, si estrae il cavicchio superiore, e si fa escire una parte di questi residui, per farne l'assaggio. Se non si osservano più globetti di mercurio, si estrae la parte superiore dei residui, sino a questo primo cavicchio. In seguito si apre il secondo, e si procede nello stesso modo sino all'ultimo, e l'amalgama, ordinariamente molto cuprea, rimane in fondo

del tino; si estrae tutti i mesi. Contiene 88 centesimi di rame e 7 o 9 centesimi di argento. Questo risultato medio dal lavoro in grande, dimostra che l'analisi sopra indicata, è stata fatta sopra una lega più ricca della media. Si tratta come l'amalgama ordinaria.

L'acqua d'amalgamazione che contiene tutti i sali solubili, prodotti nella torrefazione o nell'amalgamazione propriamente detta, consta di:

Zolfato di soda.	6, 9
Sale marino.	1, 9
Cloruro di magnesia.	9, 9
Cloruro di manganese	3, 6
Acqua.	86, 7

100, 0

Questo liquore, esaminato dal signor Berthier, era senza dubbio stato spogliato dai sali di ferro, per l'azione dell'aria; perchè nei liquori recentemente estratti, trovansi molto cloruro di ferro, come poteva aspettarsi.

Questo preteso liscivio consta dunque di una soluzione di zolfato di soda, di cloruro di ferro, e di alcuni centesimi di sale marino. Si fa evaporare nelle caldaie di piombo stabile nell'officina d'evaporazione, che è vicinissima a quella d'amalgamazione, per estrarne il sale di Glaubero. Questo sale si vende nel commercio sotto il nome di sale d'amalgamazione (*quicksalz*) per le vetrerie o per la fabbricazione della soda. Si fanno evaporare 214 quintali di questo liscivio sino a 107 quintali. Si chiarifica e si ottengono colla cristallizzazione sei quintali di sale d'amalgamazione.

Le acque madri sono saturate in estate colla calce viva che produce del zolfato di calce, che si precipita coll'ossido di ferro, in modo che il liquore intero passa allo stato di un fango denso. Questa massa viene essiccata all'aria sopra aie pavimentate; indi ridotta in polvere e stacciata, si vende sotto il nome di sale d'ingrasso di Halsbrücke, pei bisogni dell'agricoltura. L'officina ne mette in commercio per più di 3000 quintali.

Per completare questa relazione, rimarrebbe a darsi un prospetto dei movimenti e delle spese dell'officina; ma preferiamo di darle in seguito per confrontarlo con documenti della stessa natura relativi ad altri processi.

Amalgamazione americana.

2626. La massa d'argento che si estrae dalle officine

d'Europa è così limitato, in confronto con quello che si estrae dalle miniere d'America, che si è sempre considerato il metodo americano come degno di tutta l'attenzione dei metallurgisti. Sgraziatamente, dati troppo vaghi od anche inesatti, hanno indotto per lungo tempo in errore quelli che hanno voluto penetrarne il mistero. La cosa attualmente è diversa. Relazioni degne di confidenza, ed esperienze precise hanno determinata l'opinione sul merito di un metodo che ha versato nel commercio un monte d'argento.

L'amalgamazione americana non era nota prima della scoperta dell'America. Fu immaginata nel 1561 da Hernando da Velasco che la introdusse nel Perù. Poco tempo dopo si proposero due modificazioni che non vennero generalmente adottate. Una consiste nell'introdurre del ferro nella massa da amalgamarsi, come fu fatto molto tempo dopo a Freyberg; l'altra ha per scopo di accelerare l'operazione amalgamando a caldo. La prima modificazione tende ad economizzare il mercurio; la seconda ne accresce il consumo. Saranno esaminate in seguito entrambe.

Prima del viaggio del signor Humboldt, si credeva in Europa che il processo dovuto alla perseveranza del Barone de Born, il cui concepimento e l'esecuzione annunciano tanta abilità, dovesse un giorno venire sostituito al metodo americano.

La cosa però non si è verificata, e potrà forse aver luogo il contrario. Evvi in fatti tendenza a trasportare in oggi in Europa il metodo americano, mentre riescono inutili tutti gli sforzi fatti per introdurre in America il processo europeo.

In America il processo d'amalgamazione si applica a minerali più poveri di quelli di Freyberg. Le miniere sono generalmente poste ad una grande altezza; esse mancano di mezzi facili di comunicazione coi paesi vicini; finalmente il combustibile non vi giunge che con grandi spese. Richiedevasi per tali località un metodo che permettesse l'estrazione dell'argento da per tutto dove potesse giungere un mulo carico di mercurio. Si è questo problema difficile che gli amalgamatori americani hanno risolto a forza di pazienza e di esperienza. Non è un metodo *a priori* che hanno immaginato ma un metodo di pratica, la cui teorica non ha potuto essere conosciuta che in questi ultimi tempi, coi soccorsi della chimica la più fina. Ma questo metodo pratico basta nella maggior parte de' casi, per un trattamento quasi irriprovable dei

minerali, e se qualche volta è in difetto, bisogna accusarne la poca sagacità di quelli che lo usano, anziché il metodo stesso.

Il signor Bousingault ci ha dato una descrizione che diversifica per alcune importanti particolarità, da quelle di già pubblicate da altri viaggiatori meno versati di lui nella pratica delle arti metallurgiche.

2627. Ecco il compendio di questa descrizione.

I minerali destinati all'amalgamazione vengono pilati a secco senza lavatura preventiva; si stemperano in seguito nell'acqua in una macchina chiamata *arastre*, sino a che siano ridotte ad uno stato di grande finezza; questa condizione è indispensabile. L'*arastre* consta di un edificio cilindrico di muro di un piede a 18 pollici di altezza sopra 12 piedi di diametro, circondato da doghe la cui lunghezza eccede di un piede in circa quella del muro, in modo da formare una vasca di un grandissimo diametro e di poca profondità. Il fondo di questa vasca è pavimentato con pietre dure. Al centro si innalza un albero verticale che riposa e può girare sopra un dado di ferro incassato nel suolo. A due piedi dalla vasca questo albero è attraversato da due pezzi di legno che si incrocciano ad angolo retto e che formano in tal modo quattro braccia, ciascuno de' quali trascina un grosso pezzo di pietra assicurato con corregge. Le pietre sono disposte in modo, che ogni punto della superficie del fondo della vasca trovasi successivamente soggetto alla loro azione.

Questo processo di macinazione è esattamente simile a quello di cui fanno uso gli Inglesi per le sostanze adoperate nella fabbricazione delle stoviglie fine. Evvi da tre anni un apparato di questo genere alla manifattura di Sevres.

Il minerale pilato viene posto negli arastri con acqua; la macinazione di 6 ad 8 quintali dura ventiquattro ore; l'operaio che sorveglia questa operazione bagna di tempo in tempo il minerale, per conservarvi il grado di fluidità conveniente, che è quello di un fango assai liquido. Terminata la macinazione si estrae dall'arastro e si depone in un luogo disposto in modo da favorire l'essicazione. Quando i fanghi metallici hanno acquistato una consistenza conveniente, vengono sottoposti al lavoro del *patio*.

Il *patio* è un cortile il cui pavimento è di pietra leggermente inclinato, onde permettere lo scolo delle acque piovane.

Quando i faughi metallici debbono essere impastati da uomini, se ne formano dei mucchi di 15 a 20 quintali. Se questo lavoro deve essere fatto da cavalli, si dispongono delle masse che contengono da 800 a 1200 quintali di minerale. Il minerale deposto nel patio è preparato per ricevere il sale, il magistrale ed il mercurio, ingredienti che debbono essere aggiunti successivamente.

La dose del sal marino varia da 1 a 5 per 100 secondo la purezza del sale e la natura del minerale. Si spolverizza la superficie della massa col sale, e si impasta la massa con cavalli per sei ad otto ore, per ottenere un miscuglio completo. La massa, dopo che ha ricevuto il sale, viene abbandonata a sè stessa per più giorni; si aggiunge allora il magistrale ed il mercurio. La scelta di un buon magistrale è un punto assai importante nell'amalgamazione; si prepara d'ordinario col torrefare in un forno della pirite di rame in polvere. Quando questa è ben accesa, si chiudono tutte le aperture e si lascia raffreddare sino al giorno successivo. Il signor Boussingault ha trovato coll'analisi, in un buon magistrale, dieci centesimi di zolfato di rame. Quando non si può avere della pirite di rame, si abbruciano delle piriti di ferro miste con rame metallico o con qualunque minerale di rame. Finalmente, vi sono delle località dove si deve necessariamente preparare il magistrale colle piriti di ferro. Si ottiene in questo caso un prodotto di cattiva qualità e che deve essere adoperato in dosi assai maggiori del magistrale cuprifero. Secondo il signor Boussingault sembra che in oggi sia ammesso generalmente che per ottenere un successo completo nell'amalgamazione, bisogna adoperare un magistrale sufficientemente ricco di zolfato di rame. Egli aggiunge che in certi stabilimenti, in cui non si potevano avere delle sostanze cuprifere, si è adottato di far trasportare dall'Europa del zolfato di rame.

La proporzione del magistrale varia da mezza libbra ad una libbra per quintale di minerale. Quando il magistrale è aggiunto, si fanno agire i cavalli affine di ripartirlo nella massa, ed in seguito si procede all'incorporazione del mercurio.

La dose del mercurio è in relazione coll'argento contenuto nel minerale; se ne richiede un peso sestuplo di quello dell'argento da estrarsi. Il mercurio si divide in tre parti che si introducono in tre diverse epoche dell'operazione. Dopo l'aggiunta della prima parte, si fanno

lavorare i cavalli per sei ore, per dividere per quanto è possibile il mercurio, ed il magistrale nella massa da amalgamarsi. Nel giorno successivo l'amalgamatore esamina il minerale, ne lava un saggio nella provetta, affine di riconoscere l'aspetto del mercurio. Si è con questo esame che riconosce se l'operazione va bene. La superficie del mercurio è un poco grigia e come appannata, questo metallo può riunirsi facilmente in un solo globetto quando l'incorporazione è stata ben fatta; diversamente il mercurio è troppo diviso, di un color grigio carico sporcante l'acqua sotto la quale viene strofiato; quando vi sia troppo magistrale bisogna allora aggiungere della calce viva. Nel caso opposto si aggiunge del magistrale.

Questa prima partita di mercurio si cangia in 10. 15. o 20. giorni al più tardi in *limatura*, amalgama d'argento quasi solida splendente, e talmente diviso che si potrebbe prenderla per limatura d'argento; si aggiunge allora il secondo terzo di mercurio, e si procede ad una triturazione, dopo la quale la massa è lasciata in riposo per più giorni; in seguito si tritura di nuovo. Quando la temperatura dell'aria si mantiene a 20.° C. bastano otto giorni e due o tre triturazioni, perchè il nuovo mercurio sia cangiato in amalgama quasi solida.

Quando l'amalgamazione sembra terminata, ciò che qualche volta non ha luogo che dopo due o tre mesi, si aggiunge il restante del mercurio, e si fanno lavorare i cavalli per due ore. Quest'ultima aggiunta di mercurio chiamasi bagno; ha per oggetto di render liquida e di riunire l'amalgama, ciò che facilita la lavatura. Dopo di avere ricevuto il bagno, il minerale amalgamato viene trasportato alla lavatura.

La lavatura de' fanghi metallici si eseguisce entro grandi tini. Ad alcuni pollici al di sopra del fondo dei tini vi sono due buchi chiusi con turaccioli; uno di questi buchi ha tre pollici di diametro, l'altro tre quarti di pollice. Al principio della lavatura, i molinetti dei tini si muovono con celerità in modo da agitare fortemente i fanghi metallici. Si rallenta ben tosto questa celerità, e si estraggono per questa piccola apertura dei fanghi in sospensione nell'acqua, per esaminare se contengono ancora del mercurio, se non ne contengono più, si apre il grosso turacciolo per farli scorrer via colla maggior celerità possibile. Il mercurio carico d'argento viene raccolto, filtrato attraverso dei sacchi di traliccio e l'amalgama solida viene portata alle officine di distillazione.

2628. Tale è la pratica del processo d'amalgamazione americano; vediamo ora la teorica.

Sonueschmidt aveva di già fatto altre volte dei saggi numerosi, da cui si sarebbero dedotte delle nozioni teoriche sane, sul processo ora descritto. Il signor Karsten ha riprodotto ultimamente dei risultati analoghi, ed ha dato una teorica di questo processo che le esperienze fatte in America dal signor Boussingault confermano per molti riguardi e completano sopra punti essenziali.

Le materie poste in contatto nel processo americano sono il minerale, il zolfato di rame, il sale marino ed il mercurio.

Il signor Boussingault ha verificato da prima coll'esperienza che il miscuglio di zolfato di rame e di sale marino dà a freddo del zolfato di soda e del bicloruro di rame. Laonde è tra il minerale, il bicloruro di rame, il sal marino ed il mercurio che si passano le reazioni che trattasi di spiegare.

Molti corpi hanno la proprietà di togliere al bicloruro la metà del suo cloro per ridurlo allo stato di cloruro. I metalli delle cinque prime sezioni, e l'argento stesso trovansi in questo caso. Questa è la base delle teoriche proposte dal sig. Karsten per ispiegare il processo di cui ci occupiamo. Ma avendo il signor Karsten fatto vedere che il zolfuro d'argento non agisce sul bicloruro di rame, bisognava spiegare il perchè il zolfuro d'argento viene intaccato esso stesso nel lavoro in grande; ciò che è essenziale poichè il signor Karsten non aveva dimostrata questa reazione e si era accontentato di saperla.

Il signor Boussingault prova coll'esperienza che il zolfuro d'argento viene intaccato dal bicloruro di rame, purchè vi sia la presenza di un grande eccesso di sal marino, circostanza che nei lavori in grande si verifica sempre. Si forma del cloruro d'argento, del zolfuro di rame, dello zolfo libero, e del protocloruro di rame. Il cloruro d'argento ed il protocloruro di rame si disciolgono nell'eccesso di sal marino. Si è senza dubbio la tendenza di questi due cloruri ad unirsi col sal marino che determina la reazione.

Ciò posto la spiegazione del processo diviene facile.

1.° Il minerale misto di sal marino e di zolfato di rame presenta un miscuglio di bicloruro di rame, di sal marino in eccesso e di minerale d'argento.

2.° Questo miscuglio contiene ben tosto del cloruro d'argento disciolto nel sal marino senza eccesso di altra

materia, quando l'operazione sia stata ben eseguita. Quando vi è eccesso di minerale, si aggiunge del zolfato di rame o magistrale. Quando vi è eccesso di sale di rame, si aggiunge della calce per distruggerlo.

La presenza dei sali cuprei in eccesso sarebbe funesta, poichè convertirebbe il mercurio a pura perdita in cloruro di mercurio e farebbe ripassare l'argento stesso allo stato di cloruro d'argento.

3.° Finalmente, il mercurio aggiunto al miscuglio, converte il cloruro d'argento in cloruro di mercurio ed in amalgama d'argento. Questa conversione viene facilitata dallo stato di soluzione del cloruro d'argento, che viene successivamente disciolto per mezzo del sal marino in eccesso.

2629. Il signor Boussingault propone di separare più precisamente queste operazioni, che il metodo americano lascia un poco confuse. Egli vorrebbe che l'azione dei sali di rame una volta compiuta, si riducesse il cloruro d'argento col ferro prima di aggiungere il mercurio, e che questo ultimo metallo non fosse aggiunto che sulla fine, per riunire l'argento divenuto libero.

Questa modificazione di già proposta ed eseguita in diverse maniere, non è stata ancora generalmente adottata. Questo dipende forse da qualche sbaglio commesso relativamente all'epoca che bisogna scegliere, perchè l'applicazione del ferro sia la più utile pel successo dell'operazione.

Il signor Boussingault riguarda il zolfato, o piuttosto il bicloruro di rame, come fosse il magistrale per eccellenza. Il procloruro di ferro gli sembra assai meno atto a questo uso, ma conviene nell'opinione che non sia impossibile di servirsene. Il procloruro di ferro ha la stessa azione del bicloruro di rame in tutti questi fenomeni. Il signor Pentland ha avuto occasione di visitare in America delle officine di amalgamazione, dove si adoperava un magistrale ferruginoso privo di rame; ma secondo riferiscono tutti i viaggiatori, tali esempi sono rari.

Noi abbiamo voluto fermare più particolarmente l'attenzione sui principii generali, ed i fatti i più essenziali dell'operazione, senza entrare in una discussione che diverrebbe troppo minuta. In questa operazione così lunga, nella quale trovansi in presenza tanti elementi diversi, si producono molti fenomeni accidentali senza dubbio; ma noi non esamineremo ora che quelli i quali determinano la perdita di mercurio qualche volta sofferta che

può oltrepassare di molto la dose di questo metallo che sarebbe necessario per la conversione del cloruro d'argento in cloruro di mercurio.

Già da più di vent'anni il signor Humboldt fermò la sua attenzione sull'azione che dovevano avere in questa operazione, le correnti elettriche eccitate dal contatto di materie metalliche così diverse, favorite da un conduttore umido eccellente, come l'acqua salata. Le esperienze del signor Becquerel provarono abbastanza che questa non è una vana supposizione.

2630. Le particolarità del processo dell'amalgamazione americana possono essere studiate attualmente colla speranza di un successo quasi sicuro. Questo processo riposa sopra una eccellente base, poichè senza combustibile e col minor lavoro possibile, si trattano dei minerali così poveri che gli altri metodi sarebbero ordinariamente inapplicabili. Rimane di meglio assicurarsi dell'estrazione costante e completa dell'argento, e specialmente di prevenire la perdita del mercurio. Proust, ed in seguito molti altri chimici, hanno fermato l'attenzione su questa perdita, che assorbe ogn' anno, secondo il signor Humboldt, presso di 25, 000. quintali di mercurio, vale a dire due terzi del prodotto annuo delle miniere note di mercurio.

Riducendo questa perdita, si avrebbe non solo il vantaggio di economizzare questo metallo, ma ben anche quello di poter aumentare la produzione dell'argento; poichè le miniere d'argento del Nuovo mondo sono così estese, che la loro lavorazione viene regolata in gran parte sulla quantità di mercurio di cui possono disporre.

L'analisi dei diversi prodotti del trattamento, considerati a diverse epoche del lavoro, sarebbe assai utile e getterebbe molta luce sullo stato in cui trovasi il mercurio che si perde.

La perdita di mercurio che si subisce col processo americano non può valutarsi a *priori* in modo certo, a motivo della presenza di una quantità variabile d'argento nel minerale. Questo argento nativo deve amalgamarsi senza consumare mercurio. In quanto all'argento che al principio si è convertito in cloruro, od a quello che esisteva naturalmente in questo stato nel minerale, è facile di vedere che per 100 parti di argento si deve perdere 187 parti di mercurio, supponendo che quest'ultimo metallo passi allo stato di protocloruro, ciò che è ad un tempo conforme ai risultamenti dell'esperienza, ed alla teorica delle reazioni del mercurio. Si può adunque

stabilire che la perdita la più forte non può oltrepassare 187 di mercurio sopra 100 d'argento, quando non intervengano altre cause.

In queste cause, ve ne sono alcune che possiamo citare in modo più speciale.

La prima sta nel processo imperfettissimo che si usa per la distillazione dell'amalgama d'argento solida, rimasta nei sacchi di tela. Questa amalgama solida, ritiene ancora del mercurio. A Freyberg, viene distillata per *descensum*, ma con apparati assai meno perfetti; si deve dunque perdere una parte di mercurio che si volatilizza, e si sa di più, che ne resta anche nell'argento ottenuto. Quest'ultimo si perde, quando si fonde l'argento per ridurlo in verghe.

Gli apparati di Freyberg sono poco opportuni pei trattamenti americani; le masse d'amalgama da distillarsi vi sono troppo grandi. Ma è facile il vedere che l'apparato in uso per la fabbricazione del gaz di carbone fossile, potrebbe essere introdotto colla maggiore facilità, e con successo certo in queste officine, per la distillazione continua dell'amalgama. Vi sarebbe ad un tempo, economia di mano d'opera o di combustibile, ed economia di mercurio.

La seconda causa di perdite, procede dall'estrema difficoltà di eseguire una lavatura perfetta delle terre amalgamate. Alcune particelle di mercurio assai divise, ed involuppate di uno strato d'aria, vanno sempre a galleggiare alla superficie dell'acqua di lavatura, e si confondono in tal modo colle terre che vengono trasportate via. Queste parti di mercurio, note sotto il nome di *lizes* debbono essere più o meno abbondanti nelle diverse operazioni. È assai difficile di determinare il valore preciso della perdita che ne risulta; ma questa perdita è reale e nota a tutti gli intraprenditori.

In terzo luogo evvi la formazione di una quantità variabile di protossido di mercurio, che si trova ben tosto convertito in protocloruro; la presenza dell'acqua, quella dell'aria, quella del sale marino, sono tante cause che tendono a favorire questo fenomeno. Tra le circostanze che possono contribuire ad accrescerla in modo spiacevole, deve essere particolarmente indicato un certo innalzamento di temperatura. Si è appunto per questo che l'amalgamazione a caldo, del curato Barba, presenterebbe dei gravi inconvenienti, se non venisse eseguita entro vasi di rame, che preservano il mercurio.

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 281

Finalmente, la decomposizione chimica del cloruro d'argento col mercurio, produce una perdita inevitabile che abbiamo superiormente determinata a 187 di mercurio e più per 100 d'argento. Si è questa perdita che gli americani chiamarono *consumo*; e di cui essi hanno riconosciuto benissimo l'indispensabilità.

2631. Fa realmente sorpresa, quando si pensa a tutte queste cause di perdite di mercurio, il vedere che in un processo, le cui manipolazioni sono così grossolane in apparenza, la perdita totale di mercurio, non ascenda in ultima analisi, che a 130 o 150 per 100 di argento. Alcuni autori la fissano a 130, altri la portano a 200; ma quest'ultima valutazione è evidentemente esagerata, quando si considera il complesso dei trattamenti, e non ha potuto aver luogo che in casi particolari, e probabilmente sopra minerali esenti d'argento nativo e di ogni metallo riduttivo.

Basta per convincersene il confrontare insieme le cifre della produzione totale d'argento, e quelle del consumo totale del mercurio. Facendo ascendere il primo, a 16, 000 quintali all'anno, ed il secondo a 25, 000 quintali, si ha il *maximum* della perdita in mercurio, poichè la cifra dell'argento non comprende le quantità considerabili di questo metallo, che il contrabbando fa escire dalle officine senza pagare i diritti. Laonde si può dire che nel complesso delle officine, questa perdita non arriva a 150 di mercurio per 100 d'argento; perdita realmente enorme senza dubbio, ma ancor limitata se si tiene calcolo di tutte le cause che tendono a produrla, e che si sono dovute vincere.

Si possono ora fare su questi risultamenti, alcune riflessioni che debbono allontanarsi poco dalla verità, quando sia ben certo che la perdita maggiore in mercurio sia di 200 per 100 di argento. Il consumo reale, quello che dipende dalla conversione del cloruro d'argento in cloruro di mercurio, equivale ad un di presso a 187, ed il resto, vale a dire 13 di mercurio per 100 d'argento, scompare per ossidazione, lavatura male eseguita, distillazione mal fatta, e senza dubbio anche per l'influenza accidentale di un eccesso di magistrale. Bisognerebbe dunque conchiudere da questi ravvicinamenti, che in tutte le operazioni vi è una perdita eguale a 13 di mercurio per 100 d'argento, e che il restante rappresenta la parte del mercurio che ha servito a mettere l'argento in libertà, colla sua reazione chimica. Questa

ultima quantità sarebbe tanto più debole, quanto più il minerale contrebbe di argento allo stato nativo.

2632. Sulla totalità di mercurio consunto, ve ne è dunque un decimo od un dodicesimo che scompare per cause difficili a correggersi; in quanto al resto si potrebbe ritrovarlo, col fare un uso conveniente del ferro metallico.

L'uso del ferro esigerebbe alcune precauzioni. Adottando l'andamento assai ragionevole, proposto dal signor Bonssingault, vi sarebbero ancora da esaminarsi i vantaggi e gli inconvenienti che potrebbe offrire la riduzione del cloruro di rame stesso. Se il rame messo in libertà dal ferro non portasse alcun pregiudizio all'amalgamazione, si potrebbe far uso di un eccesso di ferro. Se si trovasse al contrario, vantaggioso di ridurre il cloruro di argento solo, basterebbe di dosare il ferro esattamente, e di introdurne circa la metà del peso dell'argento da estrarsi.

Il metodo inventato da Barba, presenta alcuni dei vantaggi dell'uso del ferro. Consiste nell'amalgamare a caldo, nei vasi di rame. In questo processo, è chiaro che il rame serve a ridurre il cloruro d'argento, ed il cloruro di mercurio stesso. Ma questo metodo espone a gravi inconvenienti se il contatto del rame ha luogo prima che l'argento sia convertito in cloruro; poichè allora tutto l'effetto del magistrale deve portarsi di preferenza sul rame stesso, che convertendolo in protocloruro di rame, può annullare tutta la sua azione. Si dovrebbero dunque adottare nell'uso di questo metodo le precauzioni indicate già per quello che consiste nell'aggiungere del ferro agli ingredienti ordinari dell'amalgamazione. Ma non si potrebbe raccomandare un processo, che riposa sull'uso di un metallo assai più caro, e dotato di una azione assai meno energica di quella del ferro stesso.

Si troverebbe al contrario qualche vantaggio nello studiare con diligenza il metodo che è appoggiato all'uso di una amalgama di piombo. È verisimile che se il mercurio adoperato contenesse in piombo un peso uguale a quello dell'argento che si deve estrarre, il piombo agirebbe clinicamente sul composto d'argento, per metterlo in libertà, e si impossesserebbe del cloro e dello zolfo con cui è combinato. Il mercurio e l'argento divenuti liberi entrambi, fornirebbero l'amalgama d'argento che si cerca di produrre. Questo metodo sarebbe

vantaggioso perchè non sarebbe variare l'andamento attuale del processo. Sarebbe facile d'altronde di verificare di tempo in tempo, lo stato dell'amalgama, e di mantenervi un piccolo eccesso di piombo, sino al fine del lavoro per preservare il mercurio.

Si sono proposte in questi ultimi tempi altre modificazioni al processo primitivo. Il signor Karsten, vedendo che il percloruro di ferro è capace di fare le stesse funzioni del bichloruro di rame, crede che la sua sostituzione al magistrale ordinario, offrirebbe dei vantaggi certi. Questa sarebbe in fatti una sostanza meno costosa, ma è dubbio che la sua attività non sia minore di quella del magistrale di rame. Checchè ne sia, la preparazione di questa materia riescirebbe facile col trattare l'acido idroclorico impuro delle fabbriche di soda, con minerale di ferro idrato, facile ad incontrarsi in quasi tutte le località. L'uso del percloruro di ferro dovrebbe farsi colle precauzioni indicate per quello del cloruro di rame; i fenomeni sarebbero eguali.

Il signor di Boussingault, ha rinnovato ultimamente alcune antiche esperienze di Soanneschmidt, e si è assicurato che l'acido idroclorico solo può tener luogo ad un tempo del cloruro di rame e del sale marino. Egli è giunto ad amalgamare il minerale d'argento col metterlo in contatto ad un tempo coll'acido idroclorico e col mercurio; ciò che è facile ad intendersi poichè, col contatto dell'aria, ha dovuto formarsi del protocloruro di mercurio, che si è decomposto subito in sublimato corrosivo ed in mercurio. Si è dunque una dissoluzione di sublimato corrosivo nell'acido idroclorico che ha reagito sul minerale. L'argento ha dovuto clorurarsi rapidamente, e ridursi in seguito per l'azione del mercurio, ma poteva aspettarsi una perdita enorme di mercurio, ciò che in fatti si è verificato. L'acido idroclorico misto col percloruro di ferro, o col bichloruro di rame, deve costituire un magistrale eccellente. Se venisse adoperato, bisognerebbe senza dubbio, come viene consigliato dal signor Boussingault, distrurre l'acido libero colla calce, prima di procedere alla incorporazione del mercurio.

Tutte queste modificazioni non alterano la base del processo americano. Avvene una che non è mai stata sperimentata in grande, e che forse meriterebbe maggiore attenzione. Essa è basata sulla solubilità del cloruro d'argento nell'ammoniaca. Il signor Revere ed il

signor Gmelin, hanno proposto entrambi la sostituzione di quest'ultimo agente al mercurio. Ammettendo che l'effetto di un magistrale ben preparato abbia trasformato tutto l'argento in cloruro d'argento, si vede bene che l'ammoniaca dovrebbe disciogliere quest'ultimo, in modo ad un tempo rapido e completo. È difficile di fare un conto delle spese che potrebbero occorrere; ma si può credere che non sarebbero gravi, poichè l'urina corrotta mista colla calce fornirebbe un liquore ammoniacale conveniente. Adottando d'altronde un metodo sistematico di lavatura, analogo a quello dei salnitrai, si giungerebbe ad ottenere, da una parte, dei liquori assai carichi di cloruro d'argento, e dall'altra dei residui impregnati d'acqua quasi pura, conservanti appena qualche traccia d'ammoniaca. Il solo ostacolo che offre questo metodo, sta nella perdita d'ammoniaca che soffrirebbero i liquori in causa della loro inevitabile esposizione all'aria. Il tutto considerato però, questo metodo presenta qualche lusinga di buon successo, e merita di essere sperimentato.

2633. Non tralascieremo di parlare del processo americano, senza fermar l'attenzione sulla massa enorme di mercurio che ha fatto scomparire. Proust la valutava a tre milioni di quintali, e questa valutazione non è al certo esagerata, poichè, nello stato attuale delle cose, rappresenta soltanto il consumo di un secolo di attività delle officine americane. Portando la perdita a sei milioni di quintali saremmo forse più vicini alla verità.

Basta enunciare tali cifre, che rappresentano un capitale di circa due miliardi, per far sentire tutta la importanza del problema da risolversi circa il metodo di amalgamazione in uso in America.

Si possono istituire tre quistioni distinte. 1.° Preservare il mercurio dalla reazione chimica che lo fa scomparire; 2.° ripristinare il mercurio che ha subito questa reazione; 3.° trattare i residui degli antichi lavori.

La prima è già stata trattata superiormente; la seconda e la terza possono essere unite insieme, osservandosi però che sarebbe meno difficile e meno dispendioso l'estrarre il mercurio dai residui a misura che vengono trattati, anzichè di cercarli negli antichi fanghi. Le circostanze locali potranno indicare il metodo da eseguirsi riguardo a questi ultimi.

È poco probabile che i processi fondati sull'uso del fuoco, possano essere utili. Coloro che hanno proposto

di estrarre da questi residui il mercurio per sublimazione, non hanno fatto riflesso all'immensa quantità di materia che bisognerebbe riscaldare, alla penuria di combustibili della maggior parte delle località dove trovansi le miniere d'argento, ed alle spese di mano d'opera e di apparati, che questa operazione renderebbe necessaria.

Bisogna dunque ricorrere ad un metodo fondato sulla via umida. Ecco quindi il metodo che sembra il più ragionevole nello stato attuale delle nostre cognizioni. Il mercurio rimane nel residuo allo stato di protocloruro ed allo stato metallico; ma bentosto, a causa della presenza del sale marino, deve passare per intero allo stato di protocloruro. Sotto questa forma è insolubile, ma se si convertisse in bicloruro, diverrebbe solubile, e questo è lo scopo al quale si deve tendere.

Terminata l'amalgamazione, si stemprerebbe la massa in una sufficiente quantità d'acqua, e si lascerebbe riposare per lasciar chiarificare l'acqua che soprannuota al deposito. Quest'acqua conterrebbe i sali solubili ed in particolare il sale marino; sarebbe ricevuta entro vasti bacini ed abbandonata all'evaporazione. Il residuo di questa prima lavatura, trattato per lavature successive, lascerebbe indietro l'amalgama, e fornirebbe un'acqua carica di fanghi, se si lasciassero deporre entro nuovi baciui. L'acqua di queste ultime lavature sarebbe perduta. Si avrebbe in tal modo, separatamente, l'acqua salata, i fanghi mercuriferi, e l'amalgama.

Si dovrebbe aggiungere ai fanghi una quantità d'acqua salata capace di stemperarli, la dose di cloruro di calce proporzionale al cloruro di mercurio che conterrebbe, e finalmente un lieve eccesso di acido idroclorico. Il mercurio quasi subito passerebbe allo stato di bicloruro, la cui formazione e dissoluzione sarebbero facilitate dalla presenza del sale marino. La massa lavata metodicamente darebbe tutto il mercurio in soluzione.

Questo liquore mercuriale decomposto dal rame produrrebbe il mercurio allo stato metallico. Il liquore cuprifero ottenuto conterrebbe del sale marino, del bicloruro di rame, e formerebbe con ciò un magistrale di eccellente qualità, atto per nuove operazioni.

In luogo di trattare il fango col cloruro di calce e coll'acido idroclorico, si potrebbe adoperare del cloruro di calce e dell'acido zolforico; il risultamento sarebbe

eguale. Si potrebbe anche adoperare il perossido di manganese e l'acido idroclorico, oppure il perossido di manganese e l'acido zolforico. Quest'ultimo miscuglio, trovando del sale marino nelle acque di lavatura produrrebbe ancora del cloro. Ma l'uso del perossido di manganese renderebbe l'azione più lenta se non si usasse la precauzione di innalzare la temperatura delle masse trattate.

Finalmente si troverebbe nel nitrato di soda un agente opportuno per questo lavoro. Misto con acido idroclorico, oppure con sale marino e con acido zolforico, fornirebbe anche il cloro necessario per la conversione del mercurio in sublimato corrosivo. A causa delle circostanze locali il nitrato di soda del Perù dovrebbe forse meritare la preferenza. Avrebbe d'altronde il vantaggio, se si adoperasse misto con acido idroclorico, di riprodurre un magistrale puro, formato di sale marino e di bicloruro di rame soltanto, senza cloruro di calcio o di manganese. L'operazione formerebbe un giro indefinito; poichè l'argento verrebbe separato come al solito; il magistrale riprodotto ad ogni trattamento, ed il mercurio rigenerato, salve le perdite assai tenui, dovute all'imperfezione inevitabile delle lavature.

È assai probabile che nelle mani di un uomo esercitato questi metodi, o metodi analoghi, possano raggiungere un buon effetto.

Trattamento dei minerali d'argento colla fusione.

2634. Il trattamento dei minerali d'argento colla fusione è noto da moltissimo tempo, ed ha preceduto di molto, nella sua applicazione, i metodi d'amalgamazione ora ora descritti.

Non diremo che poche parole sull'operazione colla quale si trattano le materie argentifere assai ricche. Questa è una vera scorificazione, che si eseguisce entro forni a coppella di cui si tratterà in seguito. Si carica la coppella come al solito, e quando l'ossidazione del piombo è ben avviata, si aggiungono a poco a poco, i minerali d'argento che si vogliono trattare. Questo metodo è opportunissimo per tutti i minerali affatto privi di matrice, potendo il litargirio cedere il suo ossigeno a quasi tutti i corpi non terrosi, che sono naturalmente uniti coll'argento nelle sue miniere. Da questo trattamento risulta una lega d'argento e piombo, mentre le materie diverse contenute nel minerale sono scorificate.

La lega viene coppedata come al solito; questa operazione verrà descritta in seguito.

Sonovi anche dei minerali d'argento abbastanza ricchi e semplici nella loro composizione perchè il metallo possa estrarsi pel solo effetto di una torrefazione prolungata, che si eseguisce in coppelle più piccole.

Quando i minerali sono meno ricchi, bisogna ricorrere ad una fusione, nella quale si ha di mira di produrre ancora una lega di piombo e d'argento. Vi si giunge con diversi mezzi, sia operando con minerali torrefatti, sia con minerali crudi, con o senza aggiunta di sostanze piombifere. Il carattere essenziale di questa operazione consiste in ciò che il tutto deve entrare in fusione, tanto le materie metalliche che le sostanze terrose. La natura dei minerali e quella dei fondenti che si possono adoperare, fanno variare i metodi e li rendono talvolta complicatissimi.

Questo processo, applicato a minerali ricchi, permette sempre di ricavarne almeno una certa quantità d'argento. È probabile che sia quello stato posto generalmente in pratica nei primi tempi del trattamento dei minerali d'argento. Si può formarsi un'idea della sua applicazione in tempi già da noi lontani dalla descrizione che il signor de Humboldt ci dà dei primi trattamenti fatti in America.

Dal 1445 sino al 1571 i minerali d'argento non vennero trattati a Potosì che colla fusione. I *conquistadores* avendo unicamente delle cognizioni militari, non sapevano dirigere i processi metallurgici. Non riescirono punto a fondere il minerale col mezzo dei soffietti; essi adottarono il metodo bizzarro che gli indigeni avevano posto in uso nelle miniere vicine di Porco, che erano state lavorate a profitto dell'Inca, molto tempo prima della conquista. Si formarono sulle montagne che circondano la città di Potosì, da per tutto dove il vento spirava impetuosamente, dei forni portatili, chiamati *huayres*. Questi forni erano tubi cilindrici d'argilla assai larghi, e con molti fori. Gli Indiani vi gettavano dentro a strati dei minerali d'argento, della galena e del carbone; la corrente d'aria che penetrava pei buchi ravvivava la fiamma e vi dava una grande intensità. I primi viaggiatori che hanno visitate le Cordigliere, parlano tutti con entusiasmo dell'impressione che loro ha fatta la vista di più di sei mila fuochi, che illuminavano la cime delle montagne, attorno alla città di Potosì.

Le *mattes* argentifere, ottenute venivano rifuse nelle capanne degli indiani, coll'antico processo che consiste nel far soffiare nel fuoco da dieci o dodici persone alla volta, attraverso di tubi di rame, di uno o due metri di lunghezza, aventi all'estremità inferiore un piccolissimo foro.

Questa fusione all'aria libera, e questa raffinazione delle *mattes* col cannello, dipingono assai bene l'infanzia dell'arte, e dimostrano del resto, come sia facile l'estrazione di una parte del metallo dai minerali d'argento ricchi.

Ma non occorre di estenderci più oltre sopra metodi che in oggi sono di pochissimo interesse. Per dare un'idea precisa dei processi che si pongono in uso nella fusione dei minerali d'argento, esporremo quelli adoperati a Freyberg. La complicazione dei minerali e le operazioni indirette cui si deve ricorrere, faranno concepire meglio di tutti i precetti le risorse della metallurgia per casi fortunatamente assai rari, in cui si hauno molti metalli da estrarre dalla massa, e da depurare separatamente.

2635. A Freyberg si trattano colla fusione, dei minerali d'ogni specie, anche di quelli che potrebbero essere amalgamati. Questi minerali contengono tutti dell'argento; ma alcuni contengono delle piriti di ferro, altri della galena, altri in fine delle piriti cuprifere. Si dividono in due classi principali, che debbono essere trattati, sia colla *fusione ricca* o *fusione col piombo*, oppure colla *fusione cruda* o *fusione di concentrazione*.

I minerali destinati alla fusione ricca vengono torrefatti, indi fusi con o senza piombo, secondo la loro natura, e forniscono un piombo argentifero che viene coppedellato.

I minerali sottoposti alla fusione cruda sono troppo piritosi per poter essere trattati nel modo che precede. Si fondono direttamente, senza preventiva torrefazione, aggiungendovi al bisogno della pirite, che col fondersi facilita la riunione dei prodotti metallici in una *matte* abbondante. Questa rappresenta allora un nuovo minerale più ricco del primo, ed atto a subire la torrefazione ed il trattamento della fusione col piombo. Ben inteso che se il minerale fosse per sè stesso troppo piritoso, una torrefazione preventiva sarebbe non solo utile, ma ben anche indispensabile alla concentrazione; poichè questa torrefazione potrebbe sola fare scomparire l'eccesso di pirite, che produrrebbe delle *mattes* troppo abbondanti.

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 289

Nelle due fusioni che abbiamo definito non è dunque la torrefazione preventiva che forma il carattere distintivo, ma bensì la natura delle *mattes*, che sono piombose nella fondita ricca, e piritose nella fondita di concentrazione.

A questi due sistemi principali di operazioni sono connesse molte manipolazioni accessorie, destinate a ricavare tutto il partito possibile dai prodotti accidentali; esse verranno indicate di mano in mano nel progredire della descrizione.

Ecco per maggiore chiarezza il prospetto generale delle operazioni:

1.° *Fondita cruda*. Si eseguisce con miscugli piritosi e fornisce una *matte* essenzialmente formata di zolfuro di ferro argentifero.

2.° *Torrefazione della matte precedente*: ha per iscopo di sbarazzarsi dello zolfo, e di convertire il ferro in ossido, che fa allora le funzioni di un fondente utile.

3.° *Fondita col piombo*: si eseguisce con minerali ricchi di galena, cui si aggiungono le *mattes* precedenti. Questa operazione, bene eseguita, dà del piombo argentifero, delle *mattes* cuprifere e delle scorie che ritengono tutto l'ossido di ferro.

4.° *Coppellazione del piombo d'opera*: serve a ricavarne l'argento, e fornisce dei litargiri che possono essere ridotti al bisogno, per ricavarne del piombo mercantile.

5.° *Torrefazione delle matte cupree*: questa torrefazione che fa parte dei processi in uso pel trattamento dei minerali di rame, dà un residuo di ossido di rame, e del gaz zolfoso.

6.° *Fondita per rame nero*: dà un rame nero argentifero e delle scorie ferruginose.

7.° *Liquazione del rame argentifero*: questa operazione particolare serve a separare il rame dall'argento.

Fondita cruda.

2636. La fondita cruda si eseguisce con minerali poveri in argento, che non contengono piombo, e con minerali di rame egualmente poveri; si mescolano con una quantità conveniente di piriti o di minerali piritosi.

Per questa operazione, si fa uso di un mezzo alto forno che fonde a termine medio per tre mesi senza interruzione. Il crociuolo ed il ventre del forno vengono distrutti e rifatti ad ogni fusione. Si forma il crociuolo con uno strato di *brasca* battuta sopra un'aia d'ar-

gilla, posta essa stessa sopra un'aia di scorie. Il bacino di ricevimento e quello di colata sono egualmente rivestiti di brasca.

Terminate queste disposizioni si riscalda lentamente il forno, con torba e carbone, per farlo essiccare compiutamente; in seguito si riempie di carbone sino al muro di carica; allora si principia a gettarvi due *baches* di scorie, ed una scorba di carbone negli angoli contro il muro d'appoggio del forno; in seguito si fa agire i mantici. Quando le scorie sono fuse, ed il carbone è un poco abbassato, si incomincia la fusione, caricando il forno di minerale.

Quando la fondita va bene, si trafora da quattro a sei volte, nello spazio di 24 ore. Le parti costituenti della *matte* cruda, sono in generale lo zolfo, l'arsenico, il ferro, il piombo, il rame e l'argento.

Ecco un esempio della composizione delle *mattes* ottenute dal minerale chiamato magro:

Ferro	58, 50
Piombo	9, 23
Zinco	2, 30
Rame	3, 11
Antimonio	1, 40
Zolfo	17, 00
Arsenico	5, 30
Argento	0, 20

97, 04

Le *mattes* ottenute dal minerale magro, con aggiunta di piriti, contengono:

Ferro	58, 00
Piombo.	12, 25
Zinco	3, 00
Rame	2, 00
Zolfo	18, 75
Arsenico	2, 00
Argento	0, 14

96, 14

La *crasse* che si attacca all'occhio del forno ed al bacino di ricevimento, viene staccata e rifusa di nuovo; in quanto ai grumi o frantumi delle masse mal fuse che si attaccano alle pareti ed ai crociuoli dei forni, e che sono misti di brasca, si estraggono, quando si pulisce il forno e si pilano, indi si lavano per fonderli.

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 291

Il signor Lampadius ha ritrovato nelle scorie prece-
denti dalla fondita cruda del minerale di Untermuld:

Protossido di ferro	53, 40
Barite.	5, 01
Allumina.	4, 11
Calce	3, 15
Ossido di zinco	3, 02
Silice	26, 13
Acido zolforico.	2, 12

97, 94

E nelle scorie risultanti da una fondita cruda, ese-
guita con iscorie e residui di amalgamazione dell'offi-
cina di Halsbrücke:

Protossido di ferro	49, 00
Barite.	4, 53
Allumina.	4, 50
Calce	3, 40
Ossido di zinco	2, 50
Magnesia.	1, 00
Silice	32, 02
Acido zolforico.	2, 10

99, 05

La polvere sublimata, che si depone al di sopra della
trace, è composta di:

Ossido di zinco	95, 00
Ossido di piombo.	1, 50
Acido carbonico	1, 50
Argento	0, 10

98, 10

Si trova d'altronde sulle pareti interne dei forni,
dell'ossizolfuro di zinco, della galena rigenerata, ec.

2637. Le analisi che precedono, permettono di stabi-
lire una teorica esatta della fondita cruda. Si vede che
questa operazione ha per iscopo di procurarsi una *matte*
o miscuglio di diversi zolfuri, contenenti tutto l'argento;
ed una scorie che contiene tutte le materie terrose, ed
una parte del ferro allo stato di protossido.

Altre volte non si torrefacevano giammai i minerali
destinati alla fondita cruda; la cosa è diversa in oggi,
e si sono confuse due operazioni altre volte distinte, la
fondita cruda e la fondita di concentrazione. È vantag-
gioso in fatti di torrefare da prima i minerali troppo

piritosi; il ferro in parte ossidato passa alla fusione nelle scorie, e le *mattes* ottenute si trovano ricondotte ad una ricchezza analoga a quella che possiedono le *mattes* di un minerale medio, trattato colla fondita cruda.

Si seguono a Freyberg per la fondita cruda propriamente detta, alcune regole pratiche che basterà enunciare perchè siano comprese, dopo l'indicazione dei fatti che precedono.

Vi si trattano i minerali seguenti:

1.° Minerali poveri di piombo o di rame, contenenti al più. 0,00156 d'argento. Questi minerali sono tutti più o meno piritosi. Si dividono in tre classi dietro la loro rendita in *mattes*. I *minerali magri*, che non ne danno 0,40; i *minerali magri piritosi* che ne forniscono da 0,40 a 0,80; finalmente le *piriti* che danno 0,70 di *mattes* ma che non contengono 0,0003 d'argento.

2.° Minerali di piombo, contenenti 0,16 di piombo e poco d'argento.

3.° Minerali di rame contenenti meno di 0,08 di rame ed il più 0,00156 d'argento.

4.° Piriti non argentifere per determinare al bisogno la produzione delle *mattes*.

Il miscuglio dei diversi minerali è calcolato in modo da dare una ricchezza media di 0,0005 in argento.

Si vede che la natura delle matrici deve essere presa in considerazione; poichè bisogna ottenere una fusione facile delle terre, l'una per l'altra. Si adoperano a Freyberg, due terzi di minerale quarzoso; un terzo di minerale non quarzoso, contenente del carbonato di calce del fluoruro di calcio e di zolfato del barite.

Si evita l'introduzione dei minerali piombiferi nel miscuglio; ma vi si fa passare più che si può al contrario di minerali che contengono dell'antimonio, dello zinco o dell'arsenico. Il colpo di fuoco violento che è necessario, farebbe perdere del piombo, ciò che bisogna evitare, ed offre il vantaggio di sbarazzare le *mattes* da una gran parte degli altri metalli volatili che imbarazzerebbero in seguito il lavoro.

2638. La *matte* piritosa argentifera che risulta dalla operazione precedente, viene d'ordinario impiegata nella fusione dei minerali piombiferi. Ma può accadere che si debba trattarli a parte, ed allora si ricorre a diversi metodi.

Il primo consiste nel fondere della *matte* piritosa cruda con miniera magra, che è però troppo ricca per la fon-

dita cruda, e troppo povera per la fondita col piombo; queste miniere contengono 0,0025 d'argento. Questa operazione ha per iscopo di diminuire la massa della *matte* cruda, aumentando la sua quantità d'argento, e diminuendo la grande quantità di scorie che la *matte* cruda produce nella fondita a piombo.

La miniera magra che si adopera, può contenere circa venti libbre di piombo. Si prende anche della miniera di rame della stessa ricchezza in argento, ma che non deve avere più di otto libbre di rame.

La *matte* che si tratta di arricchire, deve subire quattro torrefazioni. Si fonde in seguito col forno precedente, col minerale magro di cui si è fatto scelta, conducendo l'operazione come quella della stessa fondita cruda. Si formano nuove scorie, e si ottiene una *matte* più ricca di piombo o di rame, e meno carica di ferro, essendo esso passato nelle scorie allo stato di protossido.

In questi ultimi anni, si è trovato più semplice di far subire alle *mattes* piritose che la fondita col piombo non poteva consumare, una vera scorificazione. Dopo di averle torrefatte si fondono con 20 o 25 volte il loro peso di litargirio e con molte scorie piombifere. Si ottiene in tal modo a primo tratto del piombo argentifero, ed un poco di *mattes* che vengono trattate di nuovo. Questo metodo va meglio del precedente, perchè arreca minor perdita in piombo; ma occasiona una spesa di combustibile che non giova alla fusione del minerale, e produce molte loppo ferruginose che imbarazzano il forno.

Lasciamo ora da parte queste operazioni accidentali, per ritornare al lavoro corrente e regolare.

Torrefazione delle mattes piritose.

- 2639. Questa torrefazione è indispensabile per preparare la *matte* ad agire utilmente, nella fusione dei minerali piombosi. Essendo il ferro ossidato, si separa bene dai metalli che formano il prodotto essenziale di questa fondita, e facilita la fusione delle scorie. La *matte* cruda frantumata, viene torrefatta tre volte in piena aria; si incomincia dal fare in questi focolari uno strato di legna, su cui si stende un altro di 300 quintali di *mattes*; vi si mette in seguito il fuoco, in questo modo lo zolfo si infiamma ed abbrucia in parte. Quando il primo fuoco è terminato, si fa dall'altro lato del forno, un nuovo strato di legna, su cui si dispone la *matte*,

in modo che quella che trovavasi al di sotto nella prima torrefazione, si trova al di sopra in questa, affinchè la torrefazione riesca eguale. Le tre torrefazioni della *matte* cruda si fanno tutte in questa maniera.

Queste *matte* vengono in seguito fuse nei forni della fondita col piombo, colle galene argentifere, e colle miniere magre ricche d'argento.

Le *matte* torrefatte contengono:

Protossido di ferro . . .	78, 01
Ossido di piombo . . .	9, 12
Ossido di rame . . .	3, 18
Ossido di zinco . . .	2, 20
Ossido d'antimonio . . .	1, 46
Acido arsenico . . .	1, 72
Acido zolforico . . .	2, 70
Argento	0, 19

98, 58

Fondita di piombo.

2640. Questa è l'operazione essenziale del trattamento generale. Si eseguisce sopra minerali torrefatti misti di *matte* piritose torrefatte, ottenute colle operazioni precedenti.

I minerali trattati in questa fondita, sono:

1.° Minerali d'argento, contenenti pochissimo piombo, rame o pirite, ma contenenti più di 0,00156 d'argento.

2.° Minerali contenenti 0, 16 di piombo, e più di 0,00156 d'argento.

3.° Minerali contenenti da 0, 30 a 0, 80 di piombo, ed ordinariamente 0,005 d'argento od anche meno.

4.° Minerali di rame, contenente meno di 0, 04 di rame, e 0,00156 d'argento, od un poco di più.

Tutti questi minerali vengono torrefatti preventivamente entro forni simili a quelli dell'amalgamazione, tanto per isbarazzarlo dello zolfo e dell'arsenico, quanto per ossidare il ferro e gli altri metalli che vi si trovano.

Il miscuglio dei diversi minerali viene diviso in lotti di sei quintali ciascuno, i quali vengono torrefatti al pari dei minerali destinati all'amalgamazione, ma senza aggiunta di sale. Ogni torrefazione di sei quintali di miscuglio, si spinge oltre sino a che la materia non produca più alcun odore d'acido zolforeo, ciò che richiede circa cinque ore.

Questi minerali si torrefanno anche in piena aria entro

aie o forni quadrati ed aperti; vi si dispone uno strato di legna, su cui il minerale viene ammuccchiato: deve allora essere torrefatto in due riprese, per essere adoperato per la fondita.

I fenomeni chimici che hanno luogo durante questa torrefazione, possono esprimersi in modo generale, ma si manca delle necessarie analisi, per darne una spiegazione esatta. I minerali impiegati contengono del zolfuro, dell'arseniuro e dell'antimoniuro d'argento; del zolfuro di piombo, del zolfuro di rame; del zolfuro di ferro; del zolfuro di zinco; dell'arseniuro di niccolo; dell'arseniuro di cobalto; finalmente delle terre. Dopo la torrefazione, questo miscuglio deve essere convertito in un altro formato di ossido di piombo, di zolfato di piombo; di ossidi di rame, di ferro, di zinco, di niccolo, di cobalto; di arseniati di questi diversi metalli; di argento metallico; di zolfati terrosi, di terre intatte e di schlich non intaccato. Non vi è dubbio che tra tutti questi corpi si formano delle combinazioni imprevedute e particolarmente degli ossizolfuri.

Chechè ne sia, si vede che il risultamento della torrefazione, consiste nella conversione dell'arsenico in acido arsenioso che si è sviluppato, ed in acido arsenico che è rimasto unito alle basi; in quella dello zolfo in acido zolfooso, che si è sviluppato, ed in acido zolforico che si è unito coll'ossido di piombo o colla calce, nella formazione di una certa quantità di ossido d'antimonio che si è volatilizzato, e di ossido di zinco che è stato trasportato via; finalmente nell'ossidazione di tutti i metalli, eccettuato l'argento.

Quando si sono preparate le *mattes* piritose torrefatte e il minerale piombifero pure torrefatto, si procede alla fondita a piombo.

Questa fondita si esegnisce entro forni analoghi a quelli per la fondita cruda, ma disposti in modo da ottenere una temperatura meno elevata. Il forno è dunque più largo o più profondo nella vicinanza del bucolare; si adopera del coke più difficile ad abbruciarsi; finalmente, si dà meno vento. Queste precauzioni sono necessarie per prevenire la volatilizzazione del piombo.

La carica si compone di 780 a 810 quintali di minerale torrefatto, di 360 quintali di *mattes* piritose torrefatte, e di 60 a 90 quintali di scorie. Si ripassano ad ogni fondita le *mattes* piombose della fondita precedente del pari che i litargiri, fondi di coppella, ed altri prodotti piombosi che debbono essere trattati.

Si fa la colata tre volte in ventiquattro ore. Si ottiene del piombo d'opera delle *mattes* e delle scorie.

La teorica di questa fondita non ha cosa alcuna di particolare; entra nel trattamento generale dei minerali di piombo. Osserveremo però che in causa della presenza di una grande quantità di ossido di ferro, deve prodursi una scorie molto carica di questa base, che garantisce l'ossido di piombo dalla scorificazione.

Accade spesso che le *mattes* ritengono molto piombo. Si è per separarlo che si fanno ripassare nella fondita successiva. Si finisce anche col torrefare queste *mattes* in piena aria a sei fuochi, per fonderle di nuovo con minerali di rame. Questa operazione è ben concepita, poichè in presenza di un eccesso di rame, si formeranno soltanto delle *mattes* di rame, ed il piombo si troverà meglio privo di zolfo.

In tal modo, la fondita col piombo, nel modo in uso attualmente, risolve alla fin fine i prodotti in iscorie ferruginee, in *mattes* cuprifere, ed in piombo d'opera.

Le *crasses* e le scorie della fondita a piombo vengono adoperate nella fondita delle *mattes* di piombo; ma le scorie di quest'ultima si adoperano nella fondita cruda.

Fondita per rame nero.

2641. La *matte* di rame viene in fine ridotta in pezzi e torrefatta in focolari a piena aria. Per questa torrefazione, si fa uno strato di legna nel forno, che si copre di un altro strato di 50 quintali di *matte* di rame; la torrefazione si ripete sino a che il rame compaia, e bisogna per questo ripetere il fuoco da quindici a venti volte e qualche volta anche di più. Quando la *matte* è convenientemente torrefatta, essa viene fusa nel forno della fondita cruda; ma il crociuolo è più piccolo, ed è preparato con bracea pesante.

Questa fondita viene condotta con gran calore, per evitare la solidificazione del rame. Laonde i forni vengono intaccati fortemente al punto che la fusione non può durare che alcuni giorni.

I prodotti sono: 1.° rame nero argentifero, che è trattato col metodo noto sotto il nome di liquazione, che descriveremo in seguito, con tutte le particolarità necessarie; 2.° *mattes* cuprifere, che subiscono una nuova torrefazione, e che vengono rifuse con altre *mattes* cuprifere in una nuova operazione; per rame nero;

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 297

3.° scorie che sono sottoposte ad una scelta conveniente, come lo sono tutte le scorie di questo genere nelle officine di rame.

2642. Termineremo questa relazione col dare il prospetto dei consumi e dei prodotti relativi ad ogni operazione eseguita a Freyberg. La memoria del signor Perdonnet, che ci ha servito di guida, ci fornisce anche questi dati, che possono essere posti a confronto con vantaggio con quelli che si possiedono riguardanti gli altri trattamenti di minerali di argento.

FONDITA CRUDA.

Prodotti e consumi equivalenti al lavoro di ventidue forni in una settimana.

Minerali.

k.		Piombo.	Rame.	Argento.
k.		k.	k.	gr. c.
3, 930	minerali di rame contenenti	"	59	1 228 4
28, 761	piriti	"	"	" " "
50, 260	piriti argentifere	"	"	4 163 4
6, 892	minerali piombiferi, 2.ª classe	1095	59	4 797 06
134, 875	minerali magri	"	"	131 029 08
224, 718	Somma dei minerali mescolati	1095	59	141 217 98

Prodotti aggiunti.

k.		k.	k.	k.	gr. c.
5, 971	crasses	299	"	1	865 96
209, 440	scorie di piombo	2094	"	8	179 11
70, 247	scorie della fondita delle mattes	796	"	2	744 51
510, 376	Somma del letto di fusione	4284	59	154	007 56

Prodotti.

k.		k.	k.	k.	gr. c.
119, 322	mattes	5,966	"	160	635 59
5, 235	crasses	252	"	1	632 71
	Somma	6,218	"	162	268 30
	Guadagno fittizio	1,934	"	8	260 94
	Remedia	"	"	15	508 62
	Perdita reale	"	"	7	049 88

Consumo di combustibile.

	metri cub.
Coke	501, 289
Carbone di legna dolce	25, 211
Torba	6, 602

Spese.

Minerali e prodotti aggiunti.	schlichs misti . . . 100 q. met. 665 fr. 98 c.	71 63
	crasses . . . 2 65 7 68	
	scorie della fondita di piombo . . . 94 14 33 35	
	Scorie della fondita delle mattes . . . 31 24 8 42	
combustibili per la fondita	{ Coke . . . 22, 481 m. c. 337 73	346 38
	{ Carb. di legna dol. . . 1, 101 7 79	
	{ Torba . . . 0, 295 0 86	
Mano d'opera, fonditori ec.		54 08
Somma totale delle spese		1116 09

FONDITA COL PIOMBO.

Prodotti e consumi nel lavoro di nove forni in una settimana.

Minerali.

k.		Piombo.	Rame.	Argento.
		k.	k.	k. gr. c.
35, 864	galena 4. ^a classe contenente . . .	14,207	"	43 113 87
21, 023	minerale piombifero 2. ^a classe . . .	3,363	"	122 406 80
20, 003	minerale magro	"	"	51 329 37
995	minerale di rame	"	20	4 975 89
77, 885	Somma dei minerali misti	17,570	20 221	825 93

Prodotti aggiunti.

k.		k.	k. gr. c.
31, 049	matte cruda 1. ^a var. cont.	1,563	" 38 811 91
4, 777	matte cruda 2. ^a var.	239	" 6 717 45
18, 908	litarg. 1. ^a qualità	16,938	" " " "
3, 981	litarg. 2. ^a qualità	3,384	" " " "
4, 379	fondi di coppelle 1. ^a var.	3,066	" 1 368 37
1, 941	fondi di coppelle 2. ^a var.	1,455	" " 606 43
4, 478	crasses	448	" 2 798 93
8, 957	scorie della Halsbrücke	"	" " " "
2, 388	scorie della riv. dei lit.	239	" " " "
158, 743	Somma del letto di fusione	44,901	20 272 129 02

Produzione.

k.	Piombo.	Argento.
	k.	k. gr. c.
41, 723	piombo d'opera contenente	41,475 248 421 11
13, 435	matte di piombo	1,343 20 992 02
4, 478	crasses	448 2 798 93
99, 120	scorie	998 5 871 86
Somma		44,264 276 083 92
Perdita fittizia		" " " "
Guadagno fittizio		" " " "
Remedia		6 091 57
Perdita reale		" " " "

Consumo di combustibili.

		metri cubici.
Per la fondita	{ Coke	163, 044
	{ carbone di legna dolce	64, 528
Per l'assaggio	{ carbone di legna dolce	40, 817
Per la torrefazione dello schlich	{ legna fluitata	0, 434
	{ carbone fossile schistoso	30, 230
Per la torrefazione della matte.	{ legna fluitata	17, 364
	{ carbone fossile <i>maréchalé</i>	5, 038
	{ carbone fossile schistoso	2, 519

	Spese.	fr.
	Schlich mese. 10,000 k.	4250, 76
	Matte cruda 4,600	980, 85
	Litarg. 1. ^a qual. 2,428	846, 03
	Litarg. 2. ^a qual. 511	159, 64
Minerali e prodotti aggiunti	Fondi di copp. 1. ^a var. 562	139, 64
	" 2. ^a var. 249	41, 80
	Crasse 575	35, 38
	Scorie della riv.de'lit. 307	" "
	Scorie della Halsb. 1,150	" "
Combustibile per la fusione	{ Coke 21,073 m.cub.	316, 81
	{ Carb. di legna dol. 8,285	57, 68
C. per l'assag.	{ Carb. di legna dol. 5,040	36, 43
C. per la torr. dello schl.	{ Legna fluitata 0,063	" 27
	{ Carb. foss. schistoso 12,102	74, 17
C. per la torrefazione della matte	{ Legna fluitata 2,23	10, 29
	{ Carb. foss. maiscale 2,17	15, 54
	{ Carb. foss. schistoso 1,18	6, 10
spese	{ Mano d'op. per la fus. "	25, 80
	{ Per la torr. dello schlich "	58, 71
	{ Idem della matte "	11, 76

Somma totale 7074, 61

Fusione delle mattes di piombo.

Prodotti passati equivalenti al lavoro di un forno in nove settimane.

Materie trattate.

	Piombo.	Rame.	Argento.
k	k.	k.	k. gr. c.
68, 319 mattes di piombo contenenti	6,383	"	91 649 60
6, 120 litarg. prima varietà	5,509	"	" " " "
398 Idem seconda varietà	342	"	" " " "
806 Idem terza varietà	735	"	" " " "
2,059 fondi di coppella	1,531	"	637 53
2,438 scorie della rivificazione	244	"	" " " "
1,469 crasse di liquazione	1,104	"	" " " "
1,090 crasse di fondita :	200	"	" 021 98
17,815 scorie di Halsbrücke	"	"	" " " "
101,254 somma dei letti di fusione	15 498	"	92 909 11

Prodotti.

k.		k.	k.	k.	gr.	c.
15, 326	piombo d'opera	15, 246	"	79	116	58
13, 933	<i>mattes</i> cuprifere	"	"	13	861	70
1, 742	<i>crasses</i>	174	"	"	544	24
70, 262	scorie	702	"	2	744	51
Somma		16, 122	"	95	467	03
Perdita		376	"	"	"	"
Guadagno		"	"	2	557	92

Consumo di combustibili.

	met.	cub.
Carbone di legna	35,	415
Coke	107,	822
Legna	20,	837
Carbone fossile <i>maréchale</i>	4,	534
Idem schistoso	1,	209

Spese.

	k.	fr.
Prodotti caricati.	<i>Mattes</i> di piombo 10,000	2789 06
	Litargiri	954 352 51
	Id.	131 35 48
	Fondi di coppella.	298 85 74
	Scorie della rivificaz.	357 " " 3281 07
	<i>Crasses</i> di liquaz.	215 29 " 51
	— di fondita.	291 8 47
	Scorie della Halsbrücke.	2,578 " "
Combustibile per la fusione	Coke	15,888 m.cub. 226 25
	Carbon di legna.	5,179 36 01
Comb. per la torrefazione	Legna fluitata.	0,397 14 08
	Carb. fos. <i>maréchale</i>	0,669 15 97
delle <i>mattes</i> .	Idem schistoso	0,177 3 38
mano d'opera	Per la fondita	" 64 03
	Per la torref. della <i>matte</i>	" 15 52
Somma totale delle spese		3656 31

Fondita in rame nero.

Prodotti e consumo per un solo forno in una settimana.

Sostanze trattate.

k.	Piombo.	Rame.	Argento.
	k.	k.	k. gr. c.
18, 411 <i>matte</i> cuprifere contenenti	"	"	24 412 94
7, 962 <i>matte</i> sottili	"	"	9 51 77
15, 923 scorie della Halsbrücke	"	"	" " "
42, 296 Somma	"	"	34 364 71

TRATTAMENTO DEI MIN. D'ARGENTO. 301

Prodotti.

	k.		k.	k.	g.	c.
7, 364 rame nero		"	4603	24	222	46
8, 459 matte sottili		"	"	10	523	75
26, 372 scorie		"	"	1	030	16
Somma		"	4603	35	826	37
Guadagno		"	"	1	441	66

Consumo di combustibile.

		metr. cub.
Per la fusione	{ carbone di legna	11, 106
	{ coke di Doeblen	24, 990
Per tor. delle matt.	Legna	48, 616

Spese.

	k	fr.		fr.
prodotti				
carivati { mattes caprifere.	10,000	3725 21		
	{ mattes sottili	4,325	3125 08	6850 29
	{ scorie della Halsb.	8,650	" "	
combustibili				
per la fusione { carb. di legna.	0,603 m. cub.	41 93		
	{ Coke di Doeblen	13,729	205 42	247 35
combust. per				
la torr. delle	{ Legna	16,385	122 05	122 06
mattes				
Spesa dimano				
d'opera { Per la fusione	"	63 19		
	{ Per la torref. delle			
	{ mattes	"	23 09	86 28
Somma delle spese				7305 97

CAPITOLO XII.

TRATTAMENTO DEL PIOMBO ARGENTIFERO.

Coppellazione.

Indipendentemente dalle memorie relative all'estrazione del piombo od a quella dell'argento, si può consultare, relativamente alla coppellazione, le memorie seguenti:

Sur la coupellation et le traitement de la galène argentifère; del signor Berthier. *Ann. des mines;* serie 1. t. V. p. 335.

Sur les avantages que présentent l'affinage du plomb d'œuvre dans les coupelles faites avec de la marne; del signor Karsten, *Ann. des mines,* serie 1. t. X. p. 531.

Des phénomènes que présentent quelques métaux, quand on les soumet à la coupellation, soit seuls, soit alliés entre eux; del signor Chaudet. *Ann. des mines;* serie 1. t. V. p. 181.

De l'abstrich au litharge noire; del signor Berthier. Ann. des mines; serie 1. t. VIII. p. 903.

2643. Il trattamento delle leghe di piombo e d'argento ha per iscopo di separare questi due metalli, e si eseguisce col mezzo della coppellazione. In questa operazione, il piombo convertito in ossido, forma i litargiri che si versano nel commercio o che si riconducono allo stato metallico, e l'argento depurato viene esso pure messo in commercio. Basta, per ottenere questo risultato, di riscaldare la lega a rosso e di esporla all'azione di una corrente d'aria. Il litargirio in fusione, più leggero dell'argento, si porta verso la parte superiore del bagno e scorre via. L'argento si concentra nel residuo metallico sin che si vuole; basta prolungare più o meno l'operazione, e dare un colpo di fuoco tanto più intenso quanto più si avvicina il punto in cui l'argento è compiutamente depurato.

Questa operazione si eseguisce in un forno a riverbero alla cui aie si sostituisce una vasta coppella. Da ciò procede il nome di coppellazione, col quale viene indicata. Le coppelle che si adoperano ora sono formate di ceneri, ora di marna. Discuteremo in seguito i motivi che debbono determinare la scelta. Queste coppelle sono d'ordinario circolari; ma però in Inghilterra si fanno ovali. La prima forma presenta dei vantaggi che sembrano certi. Finalmente in una stessa coppella non si carica d'ordinario che una sola dose di piombo, vale a dire sino a che ne può contenere. A misura che l'ossido si forma, si fa scorrer fuori per una fessura che si approfondisce successivamente. In qualche officina al contrario si fa giungere nel bagno delle nuove dosi di piombo, che mantengono lo stesso livello del metallo, ciò che permette lo scolo continuo dei litargiri. Non è che dopo di avere aggiunto in tal modo una quantità di piombo più o meno considerevole, che si abbandona l'operazione a sè stessa, e che si escava il canaletto di scolo del litargirio, a misura che il livello del bagno si abbassa. Quest'ultimo processo offre degli inconvenienti, che hanno fatto rinunciare al suo uso nella maggior parte delle officine.

L'abbozzo del processo che abbiamo dato è sufficiente per far intendere che è applicabile a tutti i piombi argentiferi qualunque ne sia l'origine. Si trattano dunque colla coppellazione.

1.° I piombi argentiferi procedenti dalle miniere di

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 303
 piombo argentifero. Questi piombi si ottengono coi processi che convengono pel trattamento delle miniere di piombo in generale, sono noti sotto il nome di *piombi d'opera*.

2.° I piombi argentiferi procedenti dalla fusione dei minerali d'argento. Questi possono offrire una ricchezza in argento che incontrasi di rado nei primi.

3.° I piombi argentiferi che si formano nell'operazione della liquazione, che descriveremo nelle pagine susseguenti.

4.° I piombi argentiferi che si ottengono colla fusione delle ceneri degli orefici, e di altri prodotti analoghi con litargiri o con sostanze piombose.

5.° Finalmente i piombi di ogni specie contenenti argento, qualunque sia la loro origine possono essere sottoposti a questa operazione.

2644. Noi ci occuperemo qui specialmente dei piombi d'opera procedenti dai minerali di piombo argentifero, poichè i fenomeni che presentano sono complicati abbastanza perchè si possa ricavarne delle nozioni generali applicabili a tutte le altre varietà.

Abbiamo di già fatto avvertire la differenza che esiste tra i piombi d'opera estratti al principio od alla fine della fondita dei minerali di piombo argentiferi. Questo fatto era di già noto agli antichi metallurgisti. Il sig. Fournet ha voluto istituire un conto esatto di questa differenza, ed ha sottoposto all'assaggio dei piombi della stessa carica procedenti dalle colate successive che erano state eseguite. Ecco la quantità d'argento fornita da 10. gram. di ogni piombo.

1 colata	2	3	4	piombo delle <i>crasses</i>
0,055.	0,043	0,030	0,028	0,011.

Le *crasses* erano state fatte passare al forno a manica.

È evidente per conseguenza, che il zolfuro d'argento tende a passare per la maggior parte, nei primi piombi, e se avvi qualche cosa che deve sorprenderci si è che non vi passi per intero. Siccome l'argento può formare delle combinazioni stabili, così è da credersi che la resistenza alla sua riduzione immediata dipenda dal suo passaggio allo stato di zolfato e di ossizolfuro. Il signor Fournet crede che l'argento formi da prima un ossizolfuro, ma questa opinione non è dimostrata. Si potrebbe dilucidare questo punto se non con analisi dei prodotti di officina, almeno con saggi fatti sopra miscugli ben noti.

2645. La quantità d'argento necessaria perchè un piombo d'opera possa essere trattato con profitto, varia entro limiti determinati dal prezzo del combustibile, della mano d'opera e del piombo. Quando i due primi aumentano e l'ultimo diminuisce, si vede chiaro che richiedesi maggior quantità d'argento per coprire le spese di trattamento. Quando il piombo è caro, e la mano d'opera ed il combustibile sono a basso prezzo, si possono affinare dei piombi o piuttosto trattare delle miniere di piombo argentifere, che non sarebbero suscettive di trattamento in altre circostanze. Il valore reale dell'argento e quello del piombo hanno sofferto una diminuzione che ci spiega il perchè molte antiche escavazioni sono state successivamente abbandonate.

Si può calcolare nello stato attuale delle cose, a 0,0015 oppure 0,0020 la quantità d'argento necessaria perchè un piombo d'opera possa essere trattato con beneficio. Ma questo rapporto non è assoluto, e deve variare colle circostanze locali e colle epoche. Ecco del resto l'indicazione delle ricchezze di alcuni dei piombi d'opera delle officine le più notabili.

Piombo d'opera di Pezay . . .	0,0016
„ di Conflans . . .	0,0021
„ di Poullauen . . .	0,0017
„ di Pontgibaud . . .	0,0027

Aggiungeremo che non si potrebbero trattare senza perdita, dei piombi d'opera troppo ricchi: I litargiri trasporterebbero seco loro troppo argento. Al di là di 0,008, diviene difficile di coppelare senza perdita, e conviene allora mescolare questi piombi ricchi con piombi d'opera comuni.

Prima di esaminare più minutamente la natura dei piombi d'opera e le modificazioni che il trattamento fa loro subire, descriveremo l'operazione stessa.

Coppellazione ordinaria.

2646. I forni adoperati in queste operazioni, sono a riverbero convenientemente modificati. La parte superiore, domo o riverbero, è ora fissa ed ora, anzi il più delle volte, mobile. In quest'ultimo caso, si leva via con una *grua*, onde poter ricostruire liberamente l'aia che ha bisogno di essere ricostrutta ad ogni operazione. Il vuoto interno ha la forma di una lente, essendo l'aia escavata a forma di tazza e la volta molto depressa. Per dare alla volta la curva conveniente, basta di costruirla

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 305

in modo che la fiamma si proietti nel centro della coppella. Questo punto deve essere il luogo del *maximum* di temperatura, onde verso il fine della operazione specialmente, la lega che vi si raccoglie subisca il calore necessario, che deve aumentarsi a misura che l'operazione procede avanti. La parte superiore dell'aia ha una scanalatura che lascia scolare fuori l'ossido di piombo fuso; di rimpetto a questa, se ne trova un'altra destinata al passaggio di due bucolari che conducono il vento prodotto da due grandi mantici. Quando la volta del forno è mobile, essa è di ferro; nel caso contrario, si forma nella parte superiore un'apertura che si chiude con una lastra di lamiera durante l'operazione, e che si leva via per lasciar passare l'operaio che deve ristaurare l'aia.

Si è la forma dell'aia che caratterizza specialmente questo genere di forni. Per raggiungere lo scopo che si ha di mira, l'aia deve essere poco porosa, poco permeabile all'ossido di piombo, quantunque poco intaccabile da questo corpo. Nella coppellazione in grande l'ossido di piombo non deve imbevversì nella coppella, dovendo al contrario essere raccolto allo stato di litargirio che scola. La coppella non ha dunque bisogno di essere porosa come quella adoperata dagli assaggiatori. Questo è ciò che deve regolare il coppellatore poichè del resto, relativamente all'argento, la coppella è sempre abbastanza compatta per prevenire lo scolo del metallo fuso. Si costruisce con ceneri lissivate. Si stende la materia sopra una grande aia; si batte fortemente con due piloni di legno, avendo cura di eliminare le parti che resistono alla loro azione; si cribra in seguito, e si mescola con metà di frantumi di aie vecchie esenti di ossido di piombo, e preventivamente cribrate. Fatto il miscuglio, si inaffia con sufficiente quantità di acqua per darvi della tenacità, si introduce a più riprese nel forno, ed il coppellatore lo stende a strati, e lo batte con un pugno e con un pilone, procedendo dalla circonferenza al centro, eguagliandolo tutte le volte; finalmente con un coltello traccia un canale verso il mezzo dell'aia, e fa l'apertura pel litargirio.

Tosto che l'aia è preparata, si fa seccare, abbruciando nel suo interno un miscuglio di legna e di carbone. Si ricopre in seguito con un letto di paglia, sul quale si pongono dei pezzi di piombo d'opera. Si incomincia il fuoco, e si spinge vivamente, sino a che il

piombo divenga rosso: allora si dà il vento. Mezz' ora dopo il bagno diviene chiaro e ben liquido. Si lascia diminuire un poco il fuoco, il piombo si ossida, il litargirio si forma ed incomincia a scolare; a poco a poco l'argento si concentra; è essenziale che il vento sia uniforme, ed il fuoco ben regolato; senza di queste precauzioni, una parte dell'argento potrebbe volatilizzarsi. Finalmente, bisogna aver cura di fare scolar fuori il litargirio, che il vento trasporta nella parte dell'aia opposta a quella del bucolare, in modo che ne resti sempre una corona di nove a dodici pollici attorno al bagno. Quando l'ossidazione del piombo è molto avanzata, evvi un momento in cui i fumi che riempivano il forno, scompaiono rapidamente; il bottone d'argento si scopre tutto ad un tratto, producendo una specie di fulgorazione. Si introduce tosto dell'acqua nell'aia, e se ne estrae il bottone d'argento appena si è raffreddato.

- Questa specie di lampo che termina la coppellazione non indica che l'argento sia puro e non deve essere confuso col lampo che si osserva nella coppellazione degli assaggiatori quando il bottone d'argento passa allo stato solido. Nel caso attuale la scomparsa dei fumi indica solo, che alla temperatura che il forno può produrre, il piombo in lega ancora coll'argento non può più ossidarsi, in modo che l'argento residuo ritene più o meno di piombo, secondo il grado di calore che vi si può dare. Ma quantunque al principio questo limite possa variare molto, ciò non ostante, si adottano delle disposizioni tali nella costruzione dei forni, che l'argento coppellato si trovi sempre ridotto presso a poco ad uno stesso titolo.

2647. L'argento in tal modo ottenuto non potrebbe essere versato in commercio nè alle zecche. Esige una nuova manipolazione analoga alla precedente, che chiamasi *raffinazione*. Questa raffinazione si eseguisce in una coppella fatta col riempire di ceneri fortemente compresse un vaso di lamiera di dodici pollici di diametro sopra otto di altezza. Vi si forma in seguito col coltello un incavo di grandezza conveniente. Preparata la coppella, la si riscalda avendo cura di porla nel forno in modo da poter dirigere nel suo interno il vento dei mantici. D'altra parte, si riscalda a rosso due bottoni d'argento procedenti dalla operazione precedente; e quando sono arrivati a questa temperatura, si rompono

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 307

col martello in frammenti di tre a sei pollici quadrati; allora si mette della carta nella coppella, indi i pezzi d'argento. Finalmente si aggiunge del carbone e si porta la temperatura a rosso. A capo di tre quarti d'ora si dà il vento, e si continua ad aggiungere del carbone, sino a fusione completa. Quando il bagno è bastantemente caldo, si ritirano questi carboni, e vi si sostituiscono dei carboni lunghi e grossi, di cui si copre il vaso. Percuotendo il vento la superficie del bagno, che si rimescola continuamente, si vede ossidarsi il piombo, e formare delle scorie che si estraggono diligentemente. A capo di tre quarti d'ora l'argento è depurato. La superficie del bagno diviene splendente, ed una verga di ferro introdotta per un quarto di pollice nel bagno, e ritirata subitamente, ne esce carica di un bottone che si stende ben tosto per ogni lato. A questi caratteri, si riconosce che l'operazione è terminata; si ritirano i carboni; si ferma il vento, e si compie il raffreddamento col versare dell'acqua sulla coppella; si leva fuori in seguito il bottone che si ripulisce, ed indi se ne stacca qualche frammento per determinarne il titolo con saggi in piccolo.

Coppellazione inglese.

2648. La raffinazione del piombo si eseguisce in Inghilterra in un forno a riverbero, che non differisce dal forno a riverbero comunemente in uso che per una apertura fatta nell'aia, destinata a ricevere la coppella formata di un miscuglio di ceneri d'ossa e di ceneri di vegetabili. Si è in questa coppella che il piombo che si vuol coppedare, viene sottoposto all'azione combinata del calore e dell'aria.

Il successo dell'operazione della raffinazione dipende essenzialmente dalla buona qualità della coppella. Ecco il modo di fabbricarla.

Si abbia un miscuglio di buone ceneri di felci e di ceneri d'ossa ben calcinate; queste ceneri entrano per 1/8 od 1/16, secondo la purezza delle ceneri di felci che si adoperano. Queste per la grande proporzione di potassa che contengono, possiedono la proprietà di vetrificare in parte la cenere d'ossa, di fare scomparire la sua friabilità, e di rendere la coppella più durevole. Si fa passare il miscuglio in uno staccio i cui fili distano una linea e mezzo, e si inumidisce come la sabbia dei fonditori. In seguito si pone un telaio di ferro sull'aia del forno,

dove viene assicurato con bride; vi si spargono le ceneri a due pollici in circa di grossezza, e si comprimono tra le lastre trasversali del telaio con un pestello simile a quello dei fonditori, operando in linea spirale dalla circonferenza al centro. Si ripete questa operazione, e quando il telaio è riempito, si scava con una spatola o badile tagliente e quadrato, la massa così formata, sino a che non abbia che la grossezza di 0.^m 019 nel fondo al di sopra delle stanghe del telaio. Si lascia un orlo di 0.^m 051 di larghezza nella parte superiore, e di 0.^m 064 nella parte inferiore, eccetto che sul davanti chiamato ventre, che ha 0.^m 128 di grossezza. In questa parte anteriore, si escava un'apertura di 0.^m 032 di larghezza e di 0.^m 15 di lunghezza con cui comunica l'uscita del litargirio. Finalmente, si ripassa la coppella, e la si sbarazza da tutte le ceneri che hanno potuto aderirvi sia sul fondo come sulla superficie inferiore e sulle stanghe trasversali del telaio. Collocando la coppella sull'aia del forno, la si spolverizza di ceneri.

Il telaio, il cui cerchio deve essere lutato con argilla o con ceneri umide, viene posto sopra stanghe di ferro serventi di sostegno, e tenuto fermo sull'aia del forno in modo che il ventre della coppella sia rivolto verso l'apertura che comunica col bacino di ricevimento *h* (tav. 52, fig. 6).

Ciò fatto, si accende il fuoco, e si attiva sino a che la coppella sia riscaldata a rosso. Bisogna spingere il fuoco con molta circospezione affine di non fare screpolare la coppella, ciò che accadrebbe infaustamente, se un calore troppo rapido facesse evaporare troppo celeremente l'acqua che contiene. Si ritiene che sia secca sufficientemente quando non isfuggono più vapori dalla sua superficie inferiore.

Col mezzo di un cncchiaio di ferro si riempie quasi intieramente l'escavazione *E*, di piombo argentifero preventivamente fuso; questa operazione terminata, si chiudono le aperture *gg*, e si aumenta il calore, sino a che il litargirio soprannuoti nel bacino. L'operaio forma in seguito con un coltello curvo un canaletto sul convesso della coppella, per favorire lo scolo del litargirio, che spinto verso la parte anteriore della coppella dal vento dei mantici che si dirige sulla superficie del bagno, cade sull'aia della fonderia. Si aggiunge a poco a poco una quantità di piombo eguale a quella che si è convertita in litargirio, e quando il canaletto è talmente

approfondito che non resta più che un pollice di questo metallo nella coppella, si fermano i mantici, si ottura il canaletto con ceneri umide, e se ne forma un altro presso del primo. Si carica di nuovo la coppella, però meno della prima volta, e si incomincia da capo l'operazione, che si continua sino a che questo secondo canaletto siasi abbastanza approfondito per non lasciare nel bagno che circa 50 o 70 libbre di piombo argentifero; questa massa viene versata in una lingottiera, e conservata sino a che se ne sia raccolto sufficientemente per convertirla in una verga d'argento puro col processo di raffinazione.

Ritirata la coppella dal forno e frantumata, si trova penetrata uniformemente di litargirio, ma ad una profondità poco notabile. La parte non impregnata di questo ossido, viene polverizzata, e mista in seguito con nuove ceneri per formare un'altra coppella.

2649. La raffinazione dell'argento non differisce dall'operazione precedente. Ciò non ostante, bisogna adoperare più diligenza, ed evitare che il litargirio trasporti via delle particelle d'argento metallico. A misura che l'operazione procede avanti, e che la proporzione dell'argento aumenta, il litargirio acquista un colore più carico, ed allora è necessario di attivare il fuoco. Il lampo che si manifesta serve ad indicare il momento in cui il metallo trovasi quasi puro.

L'interno del forno, che sino allora era oscurato dai vapori di piombo, si schiarisce a poco a poco. Quando la superficie del bagno è perfettamente netta e brillante, si sospende l'azione dei mantici, si ferma il fuoco, e si lascia raffreddare il forno. Si vedono allora col raffreddamento dei globetti che salgono alla superficie del bagno da cui si sprigiona dell'argento con forza e ricade in seguito nella coppella.

Gli ultimi litargirii trasportano seco una parte considerevole d'argento che si ottiene dopo la loro riduzione, coppedando il piombo d'opera che forniscono.

Coppelle di marna.

2650. La coppedazione da qualche anno viene eseguita entro coppelle di marna, il cui uso adottato a Freyberg, era già attivato a Poullaouen. Si batte la marna ridotta in polvere, stacciata ed essiccata sull'aia di mattoni, e si dà alla superficie una forma simile a quella di una callotta sferica, ma che diversifica per la

posizione del punto il più basso, che si avvicina di più dal lato del bucolare. Si fa essiccare colla maggior diligenza possibile la coppella, strofinandola con polvere di vecchie coppelle. Dal punto il più basso come centro si descrive un cerchio di circa 10 pollici di raggio, e si escava la coppella alla profondità di mezzo pollice per tutta l'estensione della superficie di questo cerchio affine di formare il recipiente per l'argento. In difetto di marna si fa uso di un miscuglio di 27 parti di calcare e di 5 parti d'argilla.

Terminata la coppella, la si ricopre di piombo; si mette il cappello, si dà il vento, da prima debolmente; si fa un fuoco di legna sul piombo stesso ed all'estremità del graticcio. Il piombo non tarda ad entrare in fusione; dopo dieci minuti, questo bagno è quasi intieramente liquido. La gratella deve essere coperta di legna; la fiamma attraversa il forno. L'operaio scopre il bagno de' carboni, e ben tosto gli *abzugs* o prime *erasses* si formano; si aumenta un poco il vento, e si estraggono le *crasses* di tempo in tempo con un riavolo. Nove ore dopo incominciata l'operazione, compaiono gli *abstrichs*. Si aumenta ancora un poco il vento, e si copre la gratella di combustibili. A poco a poco, la natura degli *abstrichs* cangia, ed a capo di tre ore, si incominciano a raccogliere i cattivi litargirii. Si aumenta ancora il vento, ma si rallenta il fuoco; in seguito, si aggiungono alcuni pani di piombo solido, e si continua in tal modo di due in due ore sino a che siasi caricato da 100 a 102 quintali di piombo; allora i litargirii divengono di buona qualità, e se ne raccolgono di simili sino al mattino susseguente. Si aumenta gradatamente il calore verso il termine dell'operazione, affine di tener sempre il bagno in fusione. Si riuniscono alla fine i litargirii in una cavità escavata nella stessa coppella, e trentadue ore dopo incominciata l'operazione, il lampo si manifesta. Si getta dell'acqua calda sulla focaccia d'argento, la si ritira, e si trasporta nel magazzino.

Si coppellano di raro a Freyberg piombi d'opera contenenti al di là di 0,0094 d'argento, poichè passerebbe troppo metallo fino nei litargirii o nella coppella. Accade pure di rado che se ne coppelli di quello che ne contenga meno di 0,0023. D'ordinario non si sottopone a questa operazione che dei piombi d'opera ricchi e poveri, poco o troppo cupriferi. Il rame favorisce la scorificazione.

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 311

2651. I prodotti ottenuti sono come al solito, l'argento di coppella, i litargirii, gli *abstrichs*, gli *abzugs* ed i fondi di coppella. L'argento di coppella viene raffinato entro coppelle formate con un miscuglio di una parte di calce e di due parti di cenere di legno duro. L'operazione viene eseguita sotto una semplice cappa di cammino, e col mezzo di un vento di mantice orizzontale, la cui canna trovasi qualche linea al di sopra del bagno. Il cammino è munito di camere di condensazione. Il fuoco di legna è diretto in modo che il metallo sia sempre tenuto in fusione. Si evita di innalzare la temperatura al di là di quanto occorre assolutamente per raggiungere questo punto. L'assaggiatore prende di tempo in tempo degli assaggi con una piccola verga ricurva, a cui si attacca un poco d'argento. La raffinazione è ultimata, quando la specie di velo nero che discende lungo la goccia durante il raffreddamento si abbassa uniformemente, e che il dado raffreddato è di un bianco perfetto.

La condotta del fuoco in questa operazione è eguale come per gli assaggi d'argento.

Quando l'argento di coppella contiene molto piombo, si aggiunge del rame per facilitare l'ossidazione del piombo; quando al contrario contiene molto rame, si aggiunge del piombo.

Vi sono due camere di condensazione, l'una al di sopra dell'altra. Vi si raccoglie ogni trimestre la polvere; quella della camera inferiore contiene per termine medio, circa 5 marchi d'argento per quintale, e quella della camera superiore da 1 a 2 marchi.

2652. Le prove comparative cui vennero sottoposti i forni con coppella di marna, hanno fornito i seguenti risultamenti: si è ottenuto una maggiore quantità di litargirio mercantile, ed una maggiore quantità di litargirio da ridursi. I fondi di coppella sono diminuiti nello stesso rapporto. Si è dunque evitata in tal modo una parte delle spese e della perdita di piombo occasionata dal trattamento dei fondi di coppella. Oltre a questi vantaggi le coppelle di marna hanno fornito una quantità d'argento più considerevole, talmente che questa sola circostanza dovrebbe decidere a preferirla. L'andamento dell'operazione però parve più lento, ed il consumo del combustibile si trovò aumentato; ma la differenza è poco importante, e risulta apparentemente dalla lentezza che uno scolo più completo del litargirio, arreca all'ossidazione del piombo.

2653. Ritorniamo ora sulla teorica che spiega i diversi fatti che si osservano nella coppellazione. I piombi d'opera trattati sono sempre molto impuri, poichè le stesse galene argentifere sono accompagnate da diverse sostanze metalliche. Basta d'altronde che il piombo possa coppersarsi, e siccome piombi anche impurissimi trovansi in questo caso, così non si cerca di aumentare senza necessità, la difficoltà della loro estrazione. Sono dunque in generale piombi impuri che si coppersano. Il primo effetto che subiscono al fuoco, consiste in una vera liquazione, che facendo scolar fuori il piombo depurato, ne separa diversi zolfuri meno fusibili e più leggeri di lui. Questi zolfuri soprannuotano, e vengono estratti prima di dare il vento. Essi formano gli *abzugs*.

Quando i mantici sono messi in moto, incomincia l'ossidazione; a misura che l'ossido di piombo prende origine, si unisce ai zolfuri acidi, vale a dire a quelli di arsenico o d'antimonio, che la liquazione precedente non aveva estratti. Si formano pure dei litargirii, impuri contenenti dell'antimonio o dell'arsenico, ora allo stato di zolfuro, ora ed ordinariamente più tardi, allo stato d'acidi ossigenati. Questi primi litargirii portano il nome di *abstrichs* o di *litargirii neri*.

Daremo come esempio l'analisi degli *abstrichs* della officina di Pontgibaud, fatta dal signor Berthier:

Ossido di piombo	89, 1
Ossido d'antimonio arsenicato	5, 8
Ossido di ferro	0, 6
Argilla	4, 4

100, 0

Quando la formazione degli *abstrichs* cessa di aver luogo, il litargirio incomincia a divenire mercantile. Non è però puro, poichè a quest'epoca, il rame contenuto nel bagno si ossida esso pure, per cui i primi litargirii mercantili sono cupriferi.

Citeremo qui l'analisi dei primi litargirii dell'officina di Pontgibaud; essi contengono, secondo il signor Berthier:

Ossido di piombo	98, 0
Ossido d'antimonio arsenicato	1, 1
Ossido di rame	tracce

99, 1

Ma siccome il rame si ossida più facilmente che il

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 313

piombo, così è facile di concepire che questi litargirii vanno migliorandosi, e che la proporzione del rame diminuisce continuamente sino alla fine della loro produzione.

Quando si avvicina al termine della coppellazione, si forma una nuova varietà di litargirii nota sotto il nome di *litargirii ricchi*. Contengono in fatti dell'argento metallico in grani disseminati, e debbono essere raccolti e ridotti, per estrarne l'argento in una nuova coppellazione.

Finalmente durante la produzione dei litargirii, si formano delle tracce di ossido d'argento che si unisce coll'ossido di piombo. Quest'ossido d'argento si ritrova in quasi tutti i prodotti preparati coi litargirii, vale a dire l'acetato di piombo, la cerusa di Clichy, il zolfato di piombo delle manifatture di tele dipinte.

Nello stesso modo che la composizione dei litargirii varia nelle diverse epoche della coppellazione, variano pure i prodotti volatilizzati o trasportati che formano il fumo, presentando delle diversità corrispondenti. Durante la formazione degli *abstrichs*, i fumi sono bianchi e constano essenzialmente di zolfato e di arseniato di piombo. Durante la formazione dei litargirii, si è l'ossido di piombo puro che forma i fumi.

Il signor Berthier ha fatto l'analisi dei fumi, che si producono a Pontgibaud, che si depongono sulle pareti dei muri, fuori del forno di coppella, i quali sono bianchi. Vi ha trovato:

Zolfato di piombo . .	20
Arsenato di piombo . .	10
Carbonato di piombo . .	33
Argilla	20
Carbonato di calce . .	17

100

Le due ultime sostanze sono accidentali e provengono dal muro stesso, da cui vennero staccati col raschiare via i fumi. Il carbonato di piombo proviene dall'azione che l'ossido, deposto al principio, ha esercitato sull'acido carbonico dell'aria ambiente.

Terminata la coppellazione, bisogna ancora trar partito dei frantumi di coppella, degli *abstrichs* e dei litargirii ottenuti. Questi ultimi vengono qualche volta versati in commercio; ma, per mancanza di smercio, o pel loro aspetto mercantile, occorre spesso di doverli

ridurre. Gli *abstrichs* vengono sempre ridotti. Siccome i litargirii danno in generale del piombo assai dolce, e gli *abstrichs* un piombo duro ed agro, così si devono sempre ridurre separatamente queste due classi di sostanze.

La riduzione dei litargirii e degli *abstrichs*, viene eseguita nel forno scozzese. Le scorie che provengono da queste fusioni, sono ricche, per cui si deve ripassarle al forno a manica.

2654. Da ciò che procede si rileva che la coppellazione non è un' operazione compiuta; essa estrae una parte dell' argento contenuto nel piombo, ma ne lascia in tutti i prodotti ossidati che si formano e tanto più quanto maggiore è la ricchezza del piombo, di modo che un piombo troppo ricco che venisse coppellato, fornirebbe molti litargirii capaci di riprodurre un nuovo piombo d' opera, quando venissero ridotti. Sarebbe dunque soltanto per una serie di operazioni simili che si giungerebbe ad impoverire convenientemente il piombo, senza raggiunger mai il risultato assoluto, che consiste nell' estrarre tutto l' argento contenuto nel piombo. Tutte le operazioni di coppellazione offrono più o meno questo risultato e danno dei litargirii ricchi che riproducono dei nuovi piombi d' opera.

Si giudicherà facilmente dell' esattezza di questo punto di vista, osservando il seguente prospetto del signor Berthier:

Quantità d' argento contenuto in 1000 kilogrammi di piombi diversi d' opera a Pezay:

Origine dei piombi.

	Argento combinato.
Primo piombo d' opera dello schlich	2 k. 289000
Piombo delle <i>crasses</i> dello schlich.	0 861150
Piombo totale dello schlich	2 198350
Primo piombo di <i>abstrich</i> , ec.	2 775308
Piombo delle <i>crasses</i> d' <i>abstrich</i> , ec.	0 965320
Piombo totale di <i>abstrich</i> , ec.	2 568900
Primo piombo di coppella ricco	1 895810
Piombo delle <i>crasses</i> di coppella ricco.	1 000000
Piombo totale di coppella ricco.	1 614430
Piombo di litargirio.	0 098790
Piombo di coppella ordinario.	0 323190
Argento in focaccia	954 689000

2655. Noi non conosciamo i risultati economici del

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 315
 metodo di coppellazione in uso in Inghilterra; ma non è lo stesso per la coppellazione ordinaria, come per quella che si eseguisce nelle coppelle di marna.

Ecco i risultati relativi alla coppellazione ordinaria nelle coppelle di cenere come si pratica a Pezay.

Materie successivamente fuse e prodotte.

Indicazione della materia.	Quantità	Argento contenuto	CONSUMO	
			Legna	Carbone
	K.	K.	Stero	carica.
Piombo d'opera.	1000,000.	2,198350.	0,784.	0,012
Abstrich ed ultimo litargio	28,000.	...	0,011.	0,150
Piombo d'opera d'Abstrichs	25,000.	0,063710.	...	...
Coppella ordinaria	128,000.	...	0,054.	1,120
Piombo di coppella ordinar.	89,320.	0,128861.	...	...
Coppella ricca.	14,000	...	0,011.	0,144
Piombo di coppella ricca .	11,000.	0,018580.	...	...
Litargio mercantile	83,000.	...	...	...
Piombo di litargio mercan.	75,000.	0,007420.	...	...
Litargio da rivificarsi . .	857,000.	...	0,173.	2,006
Piombo di litarg. da rivific.	777,000.	0,076900.	...	...
Argento in focaccia	2,255240.	2,142100.	...	...
— fino	2,152100.	2,032100.	...	...
Totale	...	...	1,033.	3,432.

Si sono riuniti nel seguente prospetto tutti i dati economici relativi ad una operazione di coppellazione eseguita a Freyberg nelle coppelle di marna.

Carica.	Piombo.	Argento.
k.	k.	gr. c.
5,038. piombo d'opera centenente	5012	26 750.21

Produzione.	Argento raffinato	Argento fino.
k. gr. c.	k. gr. c.	k. gr. c.
27 242 97 argento di	25 624 16	25 14 52
coppella che hanno dato	25 624 16	25 14 52

	Piombo.			
k.	k.			
946 litargiri gialli contenenti	851	"	"	"
1,692 litargiri neri	1,523	"	"	"
746 litargiri da rivificarsi .	672	"	"	"
747 litargiri poveri	677	"	"	"
249 Abstrichs	174	"	"	"

	k.	gr.	c.
4,380 litargirii ed Abstrichs	3897	25	14 52
1,094 Fondi di coppella	767	"	342 09
Somma	4664	25	356 61
Perdita	348	"	" "

Consumo.

Marna . . .	647 kil.
Legna . . .	5 metri cubi 209.

Spese per 100 quintali metrici.

	fr.	c.
Piombo d'opera . . . 100 quint. met.	13,875	45
Legna . . . 10 47 m. cub.	48	39
Marna . . . 13 quintali	4	50
Mano d'opera . . .	21	50

Somma totale delle spese 13,949 85

Trattamento del rame argentifero. — Liquazione.

2656. Nei metodi che abbiamo fatto conoscere il rame non si incontra generalmente che in piccole quantità, e non entra nel calcolo economico delle operazioni. Si può però avere a trattare dei composti che contengono molto rame, ed in cui non vi è vantaggio per l'intraprenditore che in ragione della produzione simultanea del rame e dell'argento. Se per esempio l'estrazione dell'argento coprisse appena le spese, bisognerebbe per ottenere degli utili, che il rame stesso potesse essere estratto in quantità notevole dalle materie trattate. Si deve dunque anche in questo caso dividere il trattamento dei minerali d'argento in due serie. L'una comprenderebbe i minerali cupriferi poveri di rame, in cui la produzione di questo metallo verrebbe risguardata come accidentale; l'altra conterrebbe i minerali cupriferi ricchi di rame ed in cui la produzione di questo metallo sarebbe risguardata come essenziale. Questi ultimi li comprenderemo sotto il nome di *rami argentiferi*.

I rami argentiferi possono procedere dalle miniere direttamente, quando queste sono argentifere. Spesso questi rami procedono da leghe di commercio di cui giova separare gli elementi per diverse circostanze che non importa di qui enumerare. Prenderemo il caso più complicato, ed esamineremo successivamente i metodi assai

numerosi stati posti in pratica per questo genere di trattamento. È evidente che il trattamento completo di un minerale di rame argentifero ci offrirà maggiori difficoltà di quello di qualunque altra lega. Studieremo dunque in primo luogo, il trattamento completo, e indicheremo in fine i metodi più semplici che hanno per iscopo la raffinazione delle stesse leghe di rame.

2657. Quando i minerali di rame contengono una quantità di zolfuro d'argento abbastanza grande perchè sia vantaggioso l'estrarlo, si trattano le *mattes*, od il rame nero che ne proviene, colla liquazione od anche coll'amalgamazione, come si usa nel paese di Mansfeld, le cui operazioni vennero diligentemente descritte dal signor Manes in una sua recente memoria (1). Noi ne esamineremo dietro questo importante lavoro i processi ed i prodotti.

Nei diversi distretti dei paesi di Mansfeld si trovano dei minerali che si possono dividere in tre classi secondo la quantità d'argento che contengono.

Il trattamento si eseguisce con processi al principio analoghi a quelli che abbiamo descritti relativamente al rame stesso; ma una volta ottenuto il rame nero, il trattamento varia, perchè l'argento che ha costantemente accompagnato il rame, si trova sufficientemente concentrato perchè si possa procedere alla separazione dei due metalli.

Si trattano a Mansfeld degli schisti argilloso-calcarei assai bituminosi, qualche volta al punto da abbruciare senza sussidio di altri combustibili. Oltre alla matrice argillosa, calcarea o ferruginosa in proporzioni variabili, questi schisti contengono del rame piritoso, del rame zolfurato, ed alcuni minerali di cobalto argentiferi, molto disseminati. La quantità d'argento contenuta è tale che il minerale greggio può fornire di 104 a 106. gramme d'argento puro, per 1000 kil. di minerale, ciò che ascende tra 179000, e 1710000 del suo peso. Quando si espongono questi schisti in vasi chiusi, all'azione del calore, danno dell'acqua, degli olii bituminosi, e dello zolfo; alla torrefazione, producono dell'acido zolforoso misto con vapori bituminosi e perdono il loro color nero per acquistarne uno di color bruno rossigno chiaro. Ecco l'analisi che ne ha fatta il sig. Barthier.

(1) *Annales des mines*, t. IX. p. 3. e seguenti.

Minerale crudo di Mansfeld.

Silice	40,00
Allumina	10,70
Ossido di ferro	5,00
Carbonato di calce	19,20
Carbonato di magnesia	6,50
Rame piritoso	6,00
Potassa	2,00
Acqua e bitume	10,30

100,00

Questa analisi non deve servire che a dare un'idea assai generale del minerale, poichè la sua composizione non è costante. È quasi inutile di far osservare che con esperimenti fatti in piccolo si può appena arrivare a riconoscere la presenza dell'argento, e che non si può determinarne la proporzione.

2658. Si sogliono torrefare questi schisti per levarvi il bitume prima di fonderli. Si è osservato che la presenza del bitume nuoceva alla loro fusione. Gli schisti di natura calcarea, argillosa o ferruginosa, vengono torrefatti separatamente. La torrefazione si eseguisce in piena aria. Si pone il minerale sopra un letto di legna, conservando i canali necessari per la circolazione dell'aria. Si torrefano 2000 quintali alla volta, e questa operazione dura da quattro a dieci settimane. Colla torrefazione, il minerale perde $\frac{1}{8}$ del suo peso. Per valutare i cambiamenti che questa operazione produce nella composizione, citeremo le analisi del sig. Berthier del minerale torrefatto.

Minerale di Mansfeld, torrefatto in grande.

Silice	50,6	43,8
Allumina		
Magnesia	23,4	17,2
Calce	7,8	18,0
Ossido di rame	2,8	2,5
Ossido di ferro	9,0	7,2
Zolfo	4,0	2,4
Perdita per calcinaz.	0,8	6,0

98,4

97,1

La torrefazione estrae dunque l'acqua, il bitume, la maggior parte dell'acido carbonico, ed una parte dello

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 319

zolfo. Bisogna osservare, però che il ferro ed il rame debbono rimanere in parte allo stato di zolfuro. Non si vede bene perciò in qual modo sia utile questa torrefazione, come osserva il signor Berthier, tanto più che sopprimendola, si darebbe alla combustione del bitume un effetto utile nella fusione. Ciò non ostante si crede che questa torrefazione sia indispensabile per ottenere una buona fusione.

2659. Cecchè ne sia, la fusione degli schisti torrefatti si eseguisce in forni a manica, muniti di due mantici. Si dispone a questo oggetto presso della bocca del forno in istrati successivi.

20 quintali di schisto ferrifero.	
14 " schisto calcare	
6 " schisto argilloso	
2 " <i>crasses</i>	
3 a 3 e 1/2 id. calce fluata	
3 id. scorie ricca	

48 quintali.

Riscaldato il forno, si riempie a metà di carboni e si incomincia col caricare la scorie per avviarlo, e formare il naso. Quando il crogiuolo è pieno si dà il vento e si carica il minerale. Le cariche constano allora secondo che si abbrucia del carbone di legna o del coke, di;

30 libbre carbone	oppure	75 lib. coke
150 libbre schisto		160 " schisto

La fusione dura sedici ore, e fornisce, quando si abbrucia del carbone,

3 quintali 1/2 <i>matte</i> di rame a 44 o 45 per 100 di rame.
1/2 quintale di ferro o ferro lovo
3/4 id. di scorie.
1/8 di <i>crasses</i>

La fusione col coke dura un poco meno, ma fornisce meno ferro.

Le *matte* e le scorie si separano nel bacino di ricevimento. Per acquistare un'idea esatta di questa operazione, esaminiamo separatamente ognuno di questi prodotti.

Secondo il signor Berthier, la *matte* è composta di

Rame	58,6	oppure zolfuro di rame	77
Ferro	13,2	zolfuro di ferro	21
Zolfo	23,2		
Sabbia	0,6		

95,6

La composizione delle scorie ferrose è notabile. Rassomigliano alla ghisa e contengono secondo il signor Berzelius.

Ferro . . .	89,4
Cobalto . . .	7,8
Rame . . .	2,0
Zolfo . . .	1,8

101,0

Tutto il cobalto contenuto nel minerale, s'accumula dunque nel ferro loro, poichè non se ne trova nelle *mattes* e non se ne trova nemmeno nelle scorie. Queste costano in fatti, secondo lo stesso chimico, di:

Silice	49,8
Allumina	12,2
Calce	19,2
Magnesia	2,4
Protossido di ferro . . .	13,2
Acido fluorico	1,2
Alcali e perdita	2,0

100,0

I prodotti principali della fusione, sono dunque: dei silicati terrei e ferruginosi, una lega di ferro, e di cobalto, contenente un poco di rame, finalmente un miscuglio di zolfuro di ferro, e di zolfuro di rame. L'aggiunta del fluoruro di calcio aumenta la fusibilità delle scorie; sia per la sua propria fusibilità, sia col fornire della calce alla silice, per la sua trasformazione in acido fluorico silicato che si sviluppa, ed in silicato di calce.

266o. Noi non abbiamo ad occuparci che del trattamento delle *mattes*.

Esse sono sottoposte a sei torrefazioni successive, entro spazi circondati da tre muraglie. La lunghezza di questi muri è di sei piedi, la loro larghezza di tre, la loro altezza di cinque, e l'aia è molto inclinata verso la parte aperta. Vi si dispone ogni volta, uno strato di legna alla base, indi degli strati alternanti di *mattes* e di carbone di legna. Si ricopre il tutto di polvere di carbone, che si abbrucia tosto, e che si rimpiazza di mano in mano coi frantumi di *mattes* torrefatti che cadono ai piedi del mucchio. Ogni torrefazione è formata con 60 quintali di *matte*, ed i sei fuochi esigono 51 giorni.

Nelle torrefazioni successive, si forma sempre un poco di zolfato di rame che si separa colla lavatura, e che

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 321.

si estrae col far evaporare il liquido entro bacini di piombo e col far cristallizzare.

Quando le *mattes* subiscono una dissolforazione completa, ciò che è raro, si trasformano in masse lamellose di un rosso carico, molto magnetiche e composte secondo il signor Berthier di :-

Protossido di rame . .	72,0
Deutossido di ferro . .	13,8
Materie terrose . .	13,8
	99,6

Si sottopongono le *mattes* così preparate ad una nuova fusione in un forno a manica, mescolandole con un quarto di scorie povera; 100 parti di *matte* danno 30 o 40 di rame nero. Si ottengono inoltre 16 di *matte* sottili contenente il poco zolfo rimasto nella *matte* sottoposta alla fusione, ed una scorie ricca, che è riportata al forno di fusione degli schisti.

Ecco secondo il signor Berthier la composizione delle scorie.

Silice	33,6
Allumina	5,6
Calce	5,0
Protossido di rame .	3,0
Protossido di ferro .	51,5
	98,7

Queste scorie sono compatte, pesanti, nere e magnetiche; rassomigliano alle scorie delle fucine.

Le *mattes* che soprannuotano al bagno di rame nero sono in lastre sottili, di un nero metalloide, a frattura cristallina, e mescolate di moltissimi granelli piccolissimi di rame rosso. Il signor Berthier le ha analizzate, e vi ha trovato.

Zolfuro di rame . .	65,0
Zolfuro di ferro . .	25,2
Rame libero . . .	8,0
	98,2

Queste *mattes* sono ripassate alla torrefazione. In quanto al prodotto principale, è di un rosso appannato;

agisce sensibilmente sull'ago magnetico e si compone secondo il signor Berthier, di:

Ferro . . .	3, 50
Zolfo . . .	0, 56
Argento . .	0, 49
Rame . . .	95, 45

100, 00

Il signor Berthier non vi ha trovato la più piccola traccia di cobalto, nè di niccolo. Ciò non ostante, si considera il rame nero che si tratta in grande, come deturpato più o meno da questi due metalli, e da qualche metallo terroso, nello stato abituale del trattamento.

2661. Si è su questo composto, che si opera il trattamento necessario alla separazione dell'argento. A questo scopo si possono seguire diversi metodi. In quello seguito a Mansfeld, si separa l'argento dal rame, col mezzo del piombo; e si fa passare alla coppella il piombo argentifero. Esaminiamo questa operazione con qualche minutezza.

Noi ricaveremo i dati necessari all'intelligenza di questa operazione importante dalla memoria del signor Manes, sull'officina di Hastadt (1), e da quella del signor Karsten, sull'officina di Neustadt (2).

Incominciamo a dare il transunto delle minute operazioni che compongono questo trattamento complicato, la cui durata si prolunga per circa tre anni.

1. *Divisione* o rottura del rame nero per disporlo alle operazioni successive.

2. *Rinfrescamento* o preparazione dei pani di liquazione colla fusione simultanea del rame nero argentifero col piombo. Si ottengono in oltre in questa operazione delle scorie che vengono fatte passare in parte nei *rinfrescamenti* successivi.

3. *Liquazione* dei pani precedenti che per la più facile fusibilità del piombo e la più grande affinità di questo metallo per l'argento, dà del piombo argentifero e dei residui cupriferi ancora argentiferi. Si ottiene in oltre in questa operazione una scorie stalattitica.

(1) Ann. des mines, t. IX. p. 29.

(2) Ann. des mines, t. XI, p. 469.

4. *Coppellazione* del piombo argentifero, in cui per la più facile ossidazione del piombo, l'argento rimane solo mentre il piombo scola sotto forma di litargirio.

5. *Raffinazione* dell'argento.

6. *Ressuage* dei residui cupriferi del numero 3, per liberarli delle ultime parti di piombo, e di altri metalli che possono esservi contenuti. Da questa operazione si ottengono dei pani cupriferi, dei frammenti cupriferi e delle scorie.

7. *Raffinazione* dei pani cupriferi nella quale si ottiene del rame rosetta e delle scorie.

8. *Fusione* delle *crasses* e scorie, nella quale si tratta una parte delle scorie del rinfrescamento, le scorie di liquazione, il litargirio, e l'aia di coppellazione, le scorie e scaglie del rimescolamento, e finalmente i residui di lavatura dei frantumi del forno. Si ottengono da questa fusione dei pani di liquazione poveri, che, sottoposti alla liquazione, danno un piombo d'opera che si fa passare al rinfrescamento e delle scorie ricche che si fanno ripassare quattro volte e che danno allora delle scorie povere che si rigettano.

9. Finalmente, *fusione* delle *crasses* di raffinazione, che danno dei residui cuprei che si fanno *ressuer* ed affinare.

2662. La divisione dei dischi di rame nero si eseguisce col mezzo di piloni acuti, coi quali si percuotono a freddo i pani sottili. Gli altri vengono riscaldati e rotti a colpi di martello. La rottura a caldo non si eseguisce che di tempo in tempo, ed è applicata ai pezzi duri e grossi che vengono posti da banda di mano in mano, e riuniti tutte le volte sino a che se ne abbia una quantità sufficiente.

Questa divisione preventiva eseguita, si fa passare al *rinfrescamento*, vale a dire, all'operazione che fornisce la lega di rame argentifero col piombo. Essa si eseguisce il più delle volte, nei forni a manica; ciò non ostante si eseguisce tal volta nei forni a riverbero. Nei forni a manica, si carica da prima il rame necessario per formare un pezzo; indi, quando questo rame incomincia a colare, si aggiunge la quantità di piombo che vi deve essere unita in lega, e quasi subito dopo il rame che deve formare un secondo pezzo. Quantunque non si introduca alcun fondente durante l'operazione, si forma però cinque o sei per cento di scorie, che provengono

senza dubbio, dalle ceneri e dalla camicia del forno ; esse sono composte a termine medio di:

Ossido di piombo .	63, 2
Protossido di rame .	5, 1
Protossido di ferro .	6, 8
Allumina	4, 7
Silice	20, 1

99, 9

Tutte le basi si trovano ad un di presso allo stato di bisilicati. Nei forni a riverbero si fonde al principio una quantità di rame proporzionata alla loro grandezza; indi si aggiunge la quantità di piombo necessaria per formare la lega. Questo metallo entra tosto in fusione; ciò non ostante bisogna riscaldare fortemente la lega per qualche tempo, affinchè essendo portata ad uno stato assai liquido, si possa renderla omogenea, agitandola in tutti i sensi. In una stessa operazione si ottiene da sei a dieci pani di liquazione, ed anche più, secondo le dimensioni del forno.

Si colano i pani in forma di dischi circolari, di 24 a 26 pollici di diametro, e di 3 a 3 $\frac{1}{2}$ pollici di spessore; pesano 3 $\frac{1}{4}$ a 3 $\frac{1}{2}$ quintali. Queste dimensioni sono le più favorevoli per separare il piombo, trasportando fuori il meno possibile di rame. È necessario di raffreddare prontamente la lega, innaffiandola con acqua, senza di che perderebbe la sua omogeneità, e la parte superiore delle masse conterrebbe maggiore quantità di rame e meno di piombo della parte inferiore.

La proporzione del piombo che si deve aggiungere al rame, è una cosa assai essenziale, poichè si vede che quanto meno se ne impiega, tanto minore è la perdita; ma nello stesso tempo resta maggior quantità d'argento nel rame. Una lunga esperienza ha insegnato che bisogna che i pani contengano 500 volte tanto piombo quanto è l'argento, ed al più 10 od 11 di piombo per 3 di rame. È notevole che questo ultimo rapporto sia ad un di presso, quello dei numeri equivalenti dei due metalli.

I migliori rapporti sono dunque in compendio:

Rame	100, 0
Piombo	350, 0
Argento	0, 7

Da ciò segne che quando il rame contiene più

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 325
 di 7/1000 di argento, non si può separarne la quantità conveniente di questo metallo, con una sola liquazione. Quando al contrario il rame è poverissimo si rinfresca con del piombo che contenga di già dell'argento.

I pezzi rinfrescati contengono d'ordinario, secondo il signor Karsten:

Argento	quantità variabile.
Rame	21, 43
Piombo	78, 57

100, 00

2663. La *liquazione* viene eseguita su questa lega ternaria; operazione che consiste nell'innalzare la temperatura ad un punto determinato. In questa circostanza la lega primitiva si divide in due nuove leghe; l'una con eccesso di piombo, fusibile alla temperatura del forno, e l'altra con eccesso di rame, che non si fonde. Questa divisione non ha luogo che ad una certa temperatura, al di sopra della quale la lega primitiva si rigenera; per il che si deve concludere che si ha torto di riscaldare fortemente i pani verso il fine della liquazione, per separarne le ultime parti di piombo argentifero, e che sarebbe da preferirsi prolungare l'operazione ad una temperatura minore. È facile di vedere che la liquazione esige grandi cure per parte dell'operaio; essa deve essere condotta in modo da evitare il contatto dell'aria, da ripartire uniformemente il calore, e di non riscaldare abbastanza da far entrare i pani in fusione; questo si è il motivo per cui tutti i tentativi che furono fatti per eseguirla entro forni a riverbero non riescirono.

Tutti i principii generali diverranno più facili a cogliersi confrontando i risultati ottenuti dal signor Karsten che ha esaminato la composizione della lega fusibile a diverse epoche dell'operazione.

La lega che scorre durante la liquazione, e che porta il nome di piombo d'opera deve offrire, se questi principii sono fondati, la stessa composizione dal principio sino alla fine; questo è ciò che si è osservato in sette saggi, presi ad epoche diverse, e che hanno dato al signor Karsten i risultamenti che seguono.

	1	2	3	4	5	6	7
Piombo	97, 8	— 97, 9	— 97, 3	— 97, 6	— 97, 2	— 97, 3	— 97, 3
Rame	2, 2	— 2, 1	— 2, 7	— 2, 4	— 2, 8	— 2, 2	— 2, 7

Contengono tutte da 5, 12 a 5, 400 oncie d'argento per 100 libbre (0, 003276 a 0, 003370).

Lo stesso chimico ha trovato che la lega infusibile al calore della liquazione, offriva egualmente una composizione costante. Ha analizzato dei pezzi raccolti in cinque operazioni diverse eseguite nell' officina di Neustadt. Ecco la loro analisi:

	1	2	3	4	5
Rame	67, 1	— 53, 6	— 70, 2	— 73, 1	— 75, 2
Piombo	32, 9	— 46, 4	— 29, 8	— 26, 9	— 24, 8

Dietro di ciò il signor Karsten pensa con ragione che le due leghe, che tendono a separarsi, contengono l'una 12 atomi di piombo, e 1 atomo di rame; e l'altra 12 atomi di rame ed 1 atomo di piombo.

I fatti seguenti danno valore a questa supposizione mentre sono difficili a spiegarsi se si ammette che il piombo ed il rame si mescolano insieme senza combinarsi. In fatti, se, dopo di aver colato due pani della lega destinata alla liquazione, si raffredda l'uno rapidissimamente, gettandovi sopra dell' acqua, e l'altro al contrario assai lentamente, e se si rompono dopo il raffreddamento, il primo sembrerà quasi omogeneo, e si distingueranno nel secondo due leghe l'una a graua rossa e l'altra grigia.

D' altra parte quando si innaffiano con acqua i residui infusibili dei pani di già sottoposti alla liquazione, per poter ritirarli prontamente dal fuoco, si osserva che quelli che sono rossi ad un certo grado, lasciano scolare fuori una lega di rame e di piombo che contiene 0,0239 di rame, come quella che scola durante la liquazione, mentre quelli che sono troppo freddi, e quelli che sono troppo caldi, non ne forniscono. La spiegazione di questo fatto è semplice; quauda i pani sono troppo freddi, non danno piombo, perchè trovansi intieramente solidificati; quando sono troppo caldi, non ne danno del pari, perchè a questa temperatura, costituiscono una lega omogenea, che il contatto dell' acqua fredda solidifica immediatamente; ma quando sono meno caldi ed ancora molli, la separazione in due leghe ha luogo, e il raffreddamento rapido contraendo la lega infusibile, fa escire in gocce quella che è ancora liquida.

2664. Le operazioni che rimangono a descriversi, hanno per iscopo generale la separazione dell' argento contenuto nel piombo d' opera, e quella del rame che si trova nei residui dei pani sottoposti alla liquazione.

Il trattamento dei piombi d' opera non offre cosa alcuna di particolare; vengono sottoposti alla coppellazione, e l' argento affinato viene posto in commercio.

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 327

Passiamo al trattamento del rame piombifero che resta nel forno dopo la liquazione. La prima operazione che gli si fa subire porta il nome di *ressuage*.

I forni di *ressuage* possono contenere da 150 a 300 quintali di pezzi che hanno subita la liquazione. L'operazione dura da 25 a 26 ore; si divide in diversi periodi. Nel primo (durata da 5 a 6 ore) si riscaldano gradatamente i pezzi per evitare di fonderli con un calore troppo rapido; lasciano scolar fuori una certa quantità di piombo argentifero. Nella seconda (durata da 9 a 10 ore) si riscalda più fortemente, e si aprono le porte del forno onde i pezzi possano ricevere il contatto dell'aria; essi si ricoprono di uno strato di ossido che si fonde, e scola sull'aia. Quando la produzione di questo ossido si rallenta, si chiudono le porte per impedire l'accesso dell'aria; allora incomincia il terzo periodo (durata da 3 a 4 ore), la temperatura si abbassa; la lega ossidata continua a colare, ma meno abbondantemente che nel primo periodo. A capo di un certo tempo, ricompare in maggiore abbondanza; quando se ne accorge, si aprono le porte, e si dirige questo quarto periodo dell'operazione come il secondo (durata da 6 ad 8 ore). Finalmente quando non si forma più ossido, si levano fuori i pezzi e si gettano così caldi nell'acqua, per distaccarne le croste ossidate, di cui esse trovansi ricoperte. D'ordinario, i pezzi sottoposti alla liquazione, perdono il terzo del loro peso nel *ressuage*.

Il signor Karsten ha trovato in cinque pezzi *ressués* nella stessa operazione, vale a dire nei *cavassi*.

	1	2	3	4	5
Rame	83,7	85,6	83,4	87,2	90,6

Piombo	26,2	24,4	26,6	22,2	19,4
--------	------	------	------	------	------

dal che si vede, che non costituiscono una lega in proporzioni definite.

Egli ha sottoposto all'analisi otto saggi della lega ossidata, raccolti durante il corso de' tre ultimi periodi di *ressuage*; li ha trovati composti come segue:

	1. periodo.			3. periodo.			4. periodo.		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Ossido di piombo	84,2	78,5	76,5	79,8	85,1	81,2	78,9	77,1	
Prot. di rame . .	4,1	7,9	7,9	5,1	4,1	4,3	6,3	7,6	
Prot. di ferro . .	0,4	0,5	0,5	0,4	0,3	0,3	0,5	0,3	
Allumina	1,1	1,7	1,8	1,2	1,0	1,2	1,8	1,8	
Silice	10,2	11,4	13,3	13,5	9,5	13,0	12,5	13,2	
	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	

Si vede che l'ossido di piombo è la materia dominante delle leghe ossidate, e che la proporzione di questo ossido va diminuendo, dal principio alla fine del secondo e del quarto periodo, mentre va aumentando dal principio alla fine del terzo periodo. La silice e l'allumina provengono senza dubbio dall'argilla di cui sono costrutti i banchi del forno.

L'argento è trasportato col piombo nella lega ossidata, e la quantità che i pezzi *ressués* ne ritengono, è proporzionale alla quantità del piombo che vi rimane.

Ecco come il signor Karsten intende ciò che accade nell'operazione del *ressuage*. I pani stati sottoposti alla liquazione, contengono sempre maggiore quantità di piombo che la lega in proporzioni definite che si forma alla temperatura della liquazione; una parte del metallo eccedente scola fuori tosto che il calore è giunto ad un certo limite (primo periodo). Quando si aprono le porte, le molecole di piombo che si trovano alla superficie dei pani, si ossidano e si fondono, trasportando seco l'argento che contengono, ed una certa quantità di ossidulo di rame, che si forma nello stesso tempo; le molecole di piombo ossidato vengono rimpiazzate da altre che si portano dall'interno della massa alla superficie (secondo periodo). Siccome l'ossidazione procede avanti più rapidamente che non i trasporti interni delle molecole di piombo, arriva un momento in cui bisogna diminuire il contatto dell'aria (terzo periodo) per evitare l'ossidazione di una troppa quantità di rame, e perchè l'omogeneità dei pani possa ristabilirsi. Quando le molecole di piombo, concentrate da prima al centro di questi pani, si sono ripartite uniformemente in tutta la massa, si aprono di nuovo le porte, ed incomincia un quarto periodo simile al secondo. È probabile che con un quinto ed un sesto periodo analogo al terzo e quarto, si giungerebbe a separare quasi tutto il piombo, e per conseguenza quasi tutto l'argento della lega; ma arriva un termine in cui ragioni di economia impediscono di ripetere queste operazioni.

Si potrebbe credere che l'ossido di rame che si trova nell'ossido di piombo, risulti dall'azione di questo sul rame metallico, ma le esperienze fatte dal signor Karsten per conoscere l'azione reciproca del rame dell'ossido di piombo, al pari di quella del piombo e dell'ossido di rame, provano che la cosa è diversa (1).

(1) Egli ha fatto riscaldare le materie mescolate entro crociuoli d'Assia ben chiusi, nel forno di coppella. La prima serie di crociuoli conteneva 1 at. di

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 329

I prodotti del *ressuage* sono dunque; le scorie piombifere che si trattano per estrarne il piombo; le aie del forno impregnate d'ossido di piombo, contenente una proporzione notevole d'argento, e da cui si estrae un piombo argentifero molto ricco da poter essere sottoposto alla coppellazione; finalmente dei carcassi che restano nel forno, e da cui si estrae il rame. Oltre al piombo che fa parte dei carcassi, sembra che contengano talvolta del ferro, del niccolo e del cobalto. Nella operazione della raffinazione si ha di mira di separare tutti questi metalli dal rame.

2665. Questa operazione è fondata sull'azione che l'aria, ad una temperatura elevata, esercita sui metalli che deturpano il rame, essendo quest'ultimo meno ossidabile degli altri. Importa qui di considerare specialmente l'ossidazione del piombo; non entrando il niccolo, il cobalto ed anche il ferro che in piccola dose nella lega. La raffinazione si eseguisce dunque in un forno disposto in modo, che a misura che il rame impuro entra in fusione, scola in un bacino riscaldato fortemente, nella cui parte superiore si dirige il vento di un mantice; si formano delle *crasses* che si levano via di tempo in tempo, e si fanno scolare per un canaletto. Le *crasses*, prese al principio, al mezzo ed al fine della operazione, sono composte secondo il signor Karsten, di

Ossido di piombo.	0,674	0,622	0,548	0,517
Protos. di rame .	0,062	0,104	0,192	0,198
Protos. di ferro .	0,010	0,011	0,012	0,012
Allumina . . .	0,031	0,034	0,034	0,034
Silice	0,223	0,229	0,214	0,239

1,000 1,000 1,000 1,000

Sono presso a poco dei bisilicati. L'allumina e la silice procedono dalle ceneri e dall'aia. Si vede d'altronde

piombo metallico, e 2 at. di deutosso di rame; 1 at. di piombo e 2 at. d'ossido di rame; 2 at. di piombo e 1 at. di ossido di rame, e 4 at. di piombo e 1 at. d'ossido di rame; il deutosso di rame è stato ridotto per la maggior parte allo stato di protossido prima di ridursi in rame, ed i quattro saggi hanno dato una sostanza ossidata nella quale il piombo conteneva presso a poco sei volte tanto ossigeno quanto il rame. Nella seconda serie, ha impiegato 1 at. d'ossido di piombo, ed 1 at. di rame metallico; 2 at. d'ossido di piombo e 2 at. di rame. 1 at. d'ossido di piombo e 2 at. di rame. I risultamenti sono stati gli stessi eha nella prima serie, vale a dire, che, nelle materie ossidate, il piombo conteneva sempre sei volte, tanto, ossigeno quanto conteneva per il rame, e in conseguenza 3 at. d'ossido di piombo e 1 at. di protossido di rame; ora la lega ossidata che si forma nel *ressuage* è assai meno carica di rame; non risulta dunque dall'azione dell'ossido di piombo sul rame.

che il risultato il più notevole di queste analisi, consiste nella diminuzione progressiva dell'ossido di piombo, e nell'aumentazione corrispondente dell'ossido di rame, come si doveva aspettarsi.

Il rame raffinato ritiene ancora un mezzo per 100 di piombo, a termine medio.

Si dirige d'altronde l'operazione della raffinazione in una maniera analoga a quella stata descritta pel trattamento del rame nero; si osservano presso a poco gli stessi fenomeni, e si prende norma dai caratteri fisici dello stesso genere.

2666. Per completare la storia di questo trattamento complicato, aggiungeremo qualche cenno sui processi che si applicano ai prodotti accidentali che ne risultano.

D'ordinario si riuniscono insieme, per ridurle, tutte le materie ossidate prodotte dal trattamento del rame argentifero alla liquazione, all'eccezione dei litargirii formati nella raffinazione dei pezzi *ressués*, che si riducono a parte, come abbiamo già indicato.

Le leghe di piombo e di rame, che risultano dalla riduzione delle materie ossidate, vengono sottoposte alla liquazione, al *ressuage*, ecc. nella stessa maniera del rame argentifero rinfrescato.

In una riduzione operata a Neustadt, sopra un miscuglio di:

65 quintali	scorie di rinfrescamento,
88	<i>crasses</i> di liquazione,
100	Litargirio,
42	Aia di forno,
5	Pareti di forno,
12	Croste ossidate distaccate dai pani,
82	Leghe ossidate di <i>ressuage</i> .

394 quintali.

Le scorie medie erano composte, dietro il signor Karsten, di:

Ossido di piombo	0,348	} 0,998.
Protossido di rame	0,016	
Protossido di ferro	0,056	
Calce	0,031	
Magnesia	0,009	
Allumina	0,129	
Silice	0,409	

Si rifondono queste scorie con 0,08 di fluoruro di calcio; 0,02 di minerale di ferro; e 0,08 di scorie della

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 331

raffinazione del ferro; e le nuove scorie risultanti da questa fusione non contengono più di 0,0412 d'ossido di piombo e 0,0018 d'ossido di rame; esse vengono rigettate.

Due fusioni bastano a Neustadt perchè vi si adopera del coke per combustibile; ma nelle officine in cui si adopera il carbone di legna, bisogna trattare le scorie quattro volte ed anche di più, per ispogiarle del piombo e del rame che contengono. L'aggiunta dei minerali di ferro e delle scorie di ferro, nella prima riduzione faciliterebbe evidentemente molto la separazione del rame e del piombo.

In luogo di ridurre le materie ossidate per sottoporre in seguito alla liquazione la lega, sarebbe assai più vantaggioso di servirsene per rinfrescare il rame argentifero, come si è già fatto con successo in qualche officina. Non si tratterebbero separatamente che le *crasses* della raffinazione del rame, e le scorie del rinfrescamento.

2667. Le spese occasionate dalla liquazione sono notabili come lo dimostra il seguente prospetto. Si sono riunite in esso le cifre relative al consumo ed alle spese necessarie per eseguire la liquazione di 1000 kil. di rame nero, nelle officine del paese di Mansfeld.

Carbone di legna	10,3	del valore di	134	fr. 80	
Fascine . . .	1,270	"	28	10	} 476 fr. 80
Legna grossa .	0.8	"	7	"	
Piombo . . .	533 k.	"	259	90	
Mano d'opera .	"	"	47		

2668. Si può trattare anche il rame argentifero coll'amalgamazione come abbiamo già indicato.

Questo metodo esige delle operazioni complicate e numerose che ci basterà di analizzare.

Si prende la *matte* di rame argentifero, e si torrefa a diverse riprese, prima all'aria, indi in un forno a riverbero. Si aggiunge in seguito del sale marino e della creta, indi si torrefa di nuovo. Si procede allora all'amalgamazione come al solito. Il residuo dell'amalgamazione viene fuso pel rame nero, ed in seguito l'operazione è quella del trattamento ordinario del rame.

Si è cercato in questa operazione di seguire il metodo adottato a Freyberg; sarebbe forse più vantaggioso di trattare la *matte* torrefatta con un processo analogo a quello in uso in America. Non si avrebbe difficoltà di trovare il magistrale cupreo necessario; ma si potrebbe soffrire qualche inconveniente per la presenza di un eccesso d'ossido di rame, se la torrefazione fosse troppo

inoltrata. Si ha motivo di credere che il metodo americano permetterebbe di trattare la *matte* cruda, ridotta in polvere fina.

Indicheremo in seguito un altro metodo che permetterebbe di trarre partito senza spese, dai rami argentiferi i più poveri, esaminando i lavori della affinazione delle sostanze d'oro e d'argento.

2669. Per completare la storia della estrazione dell'argento, ci rimane ad enunciare i risultamenti economici relativi al mezzo di produzione il più abituale, vale a dire, il processo d'amalgamazione. Relativamente al metodo americano, non si hanno indicazioni ben circostanziate; si valuta la spesa a 50 o 60 franchi per kilog. d'argento ottenuto, secondo le località. Ma le spese di mano d'opera, di attrezzi, di mercurio ed anche di sale marino, sono assai esagerate e si diminuiranno molto col tratto successivo. Le indicazioni sono dunque incomplete e difficili ad essere valutate; ma per ciò che riguarda il metodo adoperato a Freyberg, se ne possedono di complete. Ecco un transunto stato fatto dal signor Berthier sopra documenti ufficiali.

Risultamenti ottenuti ad Halsbrücke durante il terzo trimestre del 1822.

Vi si è trattato		
867,706 k.	di minerale di Freyberg contenente dietro l'assaggi	k. g.
17,650	di minerale dell'alto Erzgebürge contenente . . .	1604 382 63 d'arg.
		119 994 75
Totale 885,356 k. contenente		1724 477 38
Il minerale crudo . . . 885,356 k.		
Ha successivamente prodotto:		
Minerale torrefatto . . .		811,583 k.
Argento amalgamato . . .		25,557 "
Amalgama arroventato . . .		25, 99 " 70
Argento impuro . . .		25, 48 " 55
		k. g.
Questo argento impuro conteneva dietro l'assaggi argento puro . . .		1792 351
Da sottrarsi { per l'assaggio 2k. 232 88 } { come remedia 62 857 40 }		65 090 28
Resta argento puro		1727 260 72
Gli assaggi indicavano		1724 477 38
Eccedente ottenuto		
		k.
		2 782 34

TRATTAM. DEL PIOMBO ARGENTIFERO. 333

Operazioni.	Consumi e motivi delle spese.	Spese.
Acquisto di minerali.	Pagati alle escavazioni	212,237 65
	Gubella ed altre contribuzioni	42,707 00
	Per gli assaggi	165 00
	Pei trasporti alle officine	757 00
Torrefaz.	83,883 k. di sal marino a 15 f. 80. 1. per 100	14,253 50
	34 m. cub. 7 di legno del val. di	152 80
	526 m. cub. 7 di carbon fossile	9,609 25
	Agli operai di torrefazione	4,500 35
	Ai manovali	605 30
Amalgamazione	Mano d'opera per stacciare	789 00
	Mano d'opera per macinare	1,057 00
	370 k. di mercur. perduto nell'amalg. in ragione di 5 f. 60	2,072 00
	85 k. 5 lastre di ferro	403 35
D'stillazione	Mano d'opera	1,511 80
	270 k. di mercurio perduto nella distillazione dell'amalgama	1,512 00
	18 m. cub. 9 di carbone	106 00
	55 m. cub. 8 di torba	202 00
	Mano d'opera	74 35
Fusione dell'argento	22 m. cub. 2 di carbone	124 35
	24 m. cub. di carbone per gli assaggi	138 00
	Mano d'opera	22 30
Totale		294,687 f. 01

Dietro questi dati si vede:

1.° Che per estrarre l'argento da 1,000 kilog. di minerale contenente circa 0,0019 di fino, si spende a Freyberg 328 f. comprese le spese del minerale, o 40 f. per tutte le spese di trattamento, e che si consuma 04, 454 di mercurio del valore di 2 f. 54 c. (Nell'operazione se ne impiega 14k. 78; ma la maggior parte viene raccolto nella distillazione).

2.° Che per ottenere 1 kilog. d'argento si spende pel trattamento 20 fr. e si consuma 04, 364 di mercurio.

3.° Che per torrefare 1000 kil. di minerale si spende 53f. 35 c. e che si consumano 95 kil. di sal marino.

4.° Che per amalgamare 1000 kil. di minerale torrefatto si spende 7f. 100.

5.° Che per distillare 1000 kil. d'argento amalgamato si spende 36 fr. 60 c.

6.° Finalmente che per fondere 1000 kil. di amalga-
ma arroventata, si spendono 94 fr.

In questi calcoli non si sono comprese le spese di am-
ministrazione, le spese di riparazioni, ne l'interesse del
capitale impegnato nello stabilimento, che del resto non
modificherebbe che assai poco gli ultimi risultamenti

Tutto ciò che concerne la produzione ed il movimento
dell'argento verrà indicato in seguito colle notizie dello
stesso genere relativo all'oro.

CAPITOLO XIII.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI PLATINO.

*Memoire sur un nouveau métal connu sous le nom
d'or blanc ou de platine;* del signor Macquer; *Mémoi-
res de l'Académie des sciences;* anno 1758.

*Mémoire sur quelques expériences tendant à déter-
miner, par la coupellation et le départ seulement, le
titre exact d'un lingot contenant de l'or, du platine
et du cuivre;* del signor Chaudet; *Ann. des mines,* serie 1.
t. XXVII. p. 105.

*Note sur le platine trouvé dans une mine de Gua-
dalcanal;* del signor Vauquelin; *Journ. de physique,* to-
mo LXIII, p. 412.

Sur le moyens de rendre le platine malléable; del
signor Wollaston; *Ann. de chimie et de physique,*
t. XLI, pag. 403.

Sur la préparation du palladium; del signor Wollaston;
Ann. de chimie et de physique, t. XLI, pag. 413.

Sur la préparation de l'osmium; del signor Wollaston;
Ann. de chimie et de physique; t. XLI, pag. 414.

*Recherches sur les métaux qui accompagnent le pla-
tine, et sur la methode d'analyser les alliages natifs
ou les mineraux de platine;* del signor Berzélius; *Ann. de
chimie et de physique,* t. XL, p. 51, 138, 257, 337;
et t. XLII, p. 185.

2670. Il platino è un metallo così utile alle arti chi-
miche ed ai chimici nei loro lavori d'analisi, che com-
penza con ciò quanto gli manca sotto il rapporto delle
qualità esterne. Queste non hanno cosa alcuna di nota-
bile, e lo lasciano molto al di sotto dell'oro e dell'ar-
gento pei lavori di *bijouterie*. Le vere qualità del pla-
tino stanno nella sua infusibilità, e nella sua resistenza

alla maggior parte degli agenti chimici. Gli usi di questo metallo sono quindi assai limitati quando non si tratti delle sue applicazioni chimiche propriamente dette. Ciò non ostante si fanno in platino alcuni lavori d'ornamento; si applica questo metallo sulla porcellana, come si usa coll'oro; finalmente si fabbricano in Russia delle monete di platino. Ma quest'ultima applicazione sembra fondata sopra considerazioni locali e momentanee, poichè la moneta fabbricata col platino molto impuro, non potrebbe escire senza grande perdita del paese dove ha un corso legale.

Il platino si trova generalmente in grani schiacciati e assai piccoli. Se ne trova però in pepiti più o meno grosse. Se ne cita una trovata a Choco che pesa più di un mezzo kilogrammo.

Generalmente il platino si trova in terreni mobili antideluviani. Vi si incontra quasi sempre coll'oro in pagliette, e si trovano simultaneamente le diverse leghe che compongono il platino e i suoi metalli congeneri, il palladio, il rodio, l'iridio e l'osmio.

Le sabbie platinifere vengono trattate a Choco ed al Brasile; se ne sono trovate a San Domingo; in questi ultimi anni, se ne sono scoperte nei monti Ourali, dove vi si lavora attivamente.

Non è solo in questi terreni mobili che si trova il platino. Vauquelin ne ha osservato in alcuni minerali della miniera d'argento di Guadalcanal in Spagna. Il signor Boussingault ha veduto il platino in filoni in America. Recentemente il signor Gualtieri di Claubry ha osservato in Francia dei minerali di piombo argentifero che contengono il platino in quantità assai notabile.

Il modo dell'escavazione del platino può dunque variare col tempo; ma nello stato attuale delle cose, sono le sabbie platinifere che forniscono tutto quello che trovansi in commercio. Queste sabbie vengono sottoposte alla lavatura, ed il residuo, sbarazzato coll'amalgama, forma il minerale di platino, che viene trasportato nelle officine poco numerose dove vi si fa subire il trattamento.

L'estrazione del platino puro, e l'arte di ridurlo in lingotti, hanno presentato delle difficoltà singolari a quelli che se ne sono occupati pei primi. Ma in oggi queste difficoltà sono vinte, e non si possono sperare che dei perfezionamenti al metodo di depurazione del platino, poichè il lavoro della malleatura sembra definitivamente determinato.

2671. Non essendo il platino fusibile quando è puro, si tenta in origine di convertirlo in una lega fusibile che potesse essere ricondotta allo stato di platino puro dopo colato in lingotti. Questo sistema è stato posto in pratica in grande da Janety che convertiva il suo platino in arseniuro di platino.

Janety pilava il platino e lo lavava, per sbarazzarlo della maggior parte della sabbia, dal ferro titanato e dal ferro cromato. Fondeva in seguito in un crociuolo di terra, tre parti di platino in tal modo preparato con sei parti di acido arsenicoso e due parti di potassa del commercio. Il crociuolo doveva essere capace di contenere quattro volte la dose da fondersi, affine di evitare le perdite dovute all'effervescenza prodotta dallo sviluppo dell'acido carbonico.

Spingendo il fuoco sino a fusione completa, si ottiene un bottone di arseniuro di platino, ed una scorie formata di arseniato di potassa. Si sviluppa dell'acido carbonico, e molti vapori arsenicali, che renderebbero la operazione molto pericolosa, se non si usasse la precauzione di eseguire l'operazione entro forni ben ventilati.

Oltre all'arseniato di potassa, che forma la massa principale del bottone, questo contiene una parte dei metalli che accompagnano il platino. Janety lo rifondeva tre o quattro volte colla potassa per depurarlo. A dir vero, bisognava fondere fin che la potassa continuava a colorarsi nell'operazione.

L'arseniuro depurato ed infranto veniva fuso di nuovo con tre parti di arsenico ed una di potassa, per due parti di arseniuro.

Si ottiene finalmente un bottone pesante 3, 3 parti, che contiene molto arsenico.

Si sbarazza il platino da questo corpo con una torrefazione prolungata, che si eseguisce in una muffola analoga a quella pei fornelli da assaggiatore. Ogni riscaldamento dura 6 ore, e bisogna ripeterlo più volte prima che l'arsenico sia tutto convertito in acido arsenicoso. Questo si sviluppa, ciò che rende l'operazione assai pericolosa, anche quando si prendano tutte le precauzioni di ventilazione che la prudenza reclama. Alla fine di ogni riscaldamento, si immerge la verga nell'olio.

Finalmente, quando la verga sembra bastantemente puro, si fa immergere nell'acido nitrico, indi si lava coll'acqua bollente, e si riscalda a rosso per martel-

larlo. Si procede al principio con precauzione ed a misura che la consistenza aumenta, si accresce anche l'intensità dei colpi di martello. La verga deve essere arroventata di tempo in tempo per ricuocerlo a misura che si indurisce raffreddandosi.

Questo processo, oltre ai gravi inconvenienti dovuti ai vapori arsenicali, ne presentava un altro che ha molto contribuito a farlo abbandonare. L'arsenico si sviluppava benissimo nel principio della torrefazione, ma le ultime parti ritenute da una più forte affinità, non potevano più torrefarsi con tanta facilità, ed il platino riteneva sempre delle tracce d'arsenico. Nell'uso questo platino non presentava al principio alcun carattere particolare; ma quando era stato riscaldato più volte a rosso, si copriva di pustole, il cui inviluppo cadeva tosto in scaglie, dal che ne nascevano numerosi buchi, che rendevano l'attrezzo inservibile.

Vauquelin e Wollaston hanno immaginato dei processi fondati sulla via umida, e li hanno messi in pratica in grande. Il signor Breant si è occupato con successo dello stesso trattamento, e lo ha perfezionato. Devo aggiungere che il signor Cuq e Couturier, i cui prodotti sono soddisfacenti, hanno recentemente fatto delle modificazioni vantaggiose alla base dello stesso processo.

Tutti i fabbricanti di platino ricorrono in oggi alla via umida. Ciò non ostante, recenti esperienze permettono di credere che possano essere applicati a questo trattamento dei processi fondati sulla via secca.

Ma i fabbricanti di platino conservano il segreto sui particolari delle loro operazioni. Wollaston solo ha fatto conoscere, in modo assai circostanziato, il metodo che ha messo in uso costantemente nella sua manifattura. Questo metodo differisce poco, se pure differisce, da quello in uso presso i fabbricanti di platino di Parigi.

Noi ricaviamo dalla memoria di Wollaston tutto ciò che concerne il suo ingegnoso processo.

2672. Si sa che si può ottenere il platino allo stato di purezza, colla sua soluzione nell'acqua regia e colla sua precipitazione col sale ammoniaco; ma per evitare di sciogliere l'iridio contenuto nel minerale, si deve aver cura di indebolire sufficientemente l'acido. Ogni parte dell'acido idroclorico deve essere mescolata con una eguale quantità d'acqua. Bisogna servirsi dell'acido nitrico noto sotto il nome di semplice *acqua forte*. Si

trova dell'economia nell'acquisto di questo ultimo acido, ed in oltre maggior purezza nei prodotti.

In quanto alla proporzione dei due acidi da impiegarsi, Wollaston indica che una quantità d'acido idroclorico equivalente a 150 di base, misto con una quantità d'acido nitrico equivalente a 40 di base, può intaccare 100 parti di platino greggio; ma affine di evitare delle perdite di acido, ed anche per rendere la soluzione più pura, bisogna operare sopra un eccesso di minerale di 20 per 100 al meno. È utile di far digerire la soluzione per tre o quattro giorni, applicandovi un calore gradatamente crescente. Dopo di averla decantata, si lascia in riposo, sino a che una certa quantità di miniera di iridio sospesa nel liquido siasi compiutamente precipitata. Si è allora soltanto che si mescolano alla soluzione 41 parti di sale ammoniaco sciolto in cinque volte il loro peso di acqua. Il primo precipitato che si ottiene in tal modo pesa 165 parti, e ne dà circa 66 di platino puro.

L'acqua madre contiene sempre circa 11 parti di platino ed inoltre qualche parte di diversi altri metalli. Per ottenerli, si precipita il tutto, servendosi di aste di ferro ben avvivate, e disciogliendo di nuovo in una quantità conveniente di acqua regia simile per la sua composizione a quella di cui si è parlato più sopra. Ma in questo caso, prima di aggiungere il sale ammoniaco, bisogna mescolare alla soluzione d'acqua regia, per 32 parti, una parte di acido idroclorico concentrato. Si impedisce in tal modo che il palladio od il piombo, non si precipitino nello stesso tempo dell'idroclorato ammoniacale di platino.

Bisogna lavar bene il precipitato giallo, affine di sbarazzarlo delle diverse impurità che sono contenute come è noto nel minerale, ed in fine comprimerlo bene per esprimerne le ultime acque di lavatura. Si fa indi riscaldare in un crociuolo di piombaggine con grande precauzione; il debole calore che si adopera deve essere esattamente sufficiente per espellere la totalità del sale ammoniaco, e tale che le particelle di platino aderiscano le une alle altre il meno possibile. Si è da ciò che dipende la duttilità del metallo.

2673. Se la preparazione è stata fatta con tutte le necessarie diligenze, il residuo di platino, escendo dal crociuolo, sarà grigiastro e leggermente coerente; si comprime tra le mani in modo da ridurlo in una polvere

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PLATINO. 339

che deve essere abbastanza fina da poter passare a traverso uno staccio di linone. Tutto quello che non avrà acquistato questo grado di tenuità, dovrà essere macinato in un vaso di legno con un pestello della stessa materia; non si dovranno mai adoperare corpi più duri, perchè brannirebbero le particelle di platino, e questo basterebbe per impedire col seguito del processo, che si saldino insieme.

Siccome il tutto deve essere ben lavato nell'acqua pura, l'operatore potrà alla fine facilitare molto il suo lavoro agguinandolo dell'acqua, per separare le parti le più fine, tosto che sono capaci di rimanere in sospensione.

Lavando, agitando e decantando a più riprese, le parti le più fine della polvere grigiastra di platino, possono essere ottenute ad un grado di purezza, paragonabile a ciò che i diversi processi della metallurgia ci danno per gli altri metalli. Poichè, facendo digerire dell'acido zolfurico sulla polvere grigia di platino così lavata, non se ne estrae 1/1000 di ferro, e se alla fine di tutte le operazioni, si lascia il liquido in riposo, in un vaso netto, si depone un fango o polpa uniforme, atta a subire la susseguente operazione della pressione.

La forma nella quale Wollaston eseguisce la pressione, è un tubo di ottone di 6 po. $3/4$ di lunghezza, avente nell'interno una forma leggermente conica, ciò che facilita l'estrazione del lingot; questa parte interna ha in alto 1. po. 0,12. di diametro e 1. po. 0,23 ad una distanza di un quarto di pollice dal fondo. Il canale, leggermente svasato, è chiuso al basso con un turacciolo d'acciaio che vi penetra per un quarto di pollice. Bisogna aver ben cura l'interno di questa forma con grasso di porco, e assicurare il turacciolo col mezzo di un poco di carta avvolta sulla sua superficie. Questa precauzione permette di estrarre facilmente il turacciolo quando sia necessario, e l'acqua contenuta nella forma può scolar fuori quando vi si fa subire una certa pressione. Si colloca indi il tubo diritto in un vaso d'acqua, si riempie dello stesso liquido; vi si versa in seguito del fango di platino fino a che riesca affatto pieno. Questo fango, cadendo al fondo dell'acqua, non può mancare di distribuirsi uniformemente da per tutto, e senza lasciar vuoti; in tutti i casi vi si rimediarebbe con una forte pressione.

D'altronde si scopre se si è formato qualche vuoto pesando il tubo quando è pieno, e paragonando il

peso che ha in tal modo acquistato, col peso d'acqua e di platino corrispondente alla sua capacità interna. Si adatta alla superficie superiore della forma un disco di carta molle con al di sopra un simile disco di stoffa di lana, con che l'acqua può escire quando si comprime il deposito con un pestello di legno. Dopo questa prima operazione si sostituisce al disco di carta un disco di rame, e la pasta è allora abbastanza consistente perchè si possa sottoporre il tubo orizzontale all'azione di un forte strettoio.

Quando la pressione è stata spinta al maggior grado possibile, si estrae il turacciolo, e si leva fuori facilmente la massa del platino in causa della disposizione conica della forma. Questa massa è allora così solida e così dura, che si può maneggiarla senza timore di romperla. Si pone questa massa sopra un fuoco di carbone per riscaldarla sino a rosso, affine di estrarvi l'umidità, abbruciare la grascia, e darvi un maggior grado di coesione. In seguito, si espone al fuoco in un forno a vento, dopo di averla innalzata di 2 po. $1\frac{1}{2}$ al di sopra del graticcio, con un sostegno di terra cotta. Questo sostegno deve essere ricoperto di uno strato di sabbia quarzosa ben netta, su cui la massa riposa diritta sopra una delle sue estremità; la si copre allora con un vaso cilindrico rovesciato, formato di sostanze da crociuolo le più refrattarie, e in tale maniera che i lembi di questo vaso, all'estremità aperta riposino sullo stato di sabbia; bisogna aver cura che le pareti del vaso non tocchino la massa metallica.

2674. Se si vuole evitare che il platino lavorato acquisti delle bolle, ciò che costituisce il difetto ordinario di questo metallo, è necessario sottoporre la massa al maggior calore che si possa ottenere in un forno a vento. Quando questo calore è stato superiore a quello che il platino dovrà subire negli usi cui è destinato, si ha la certezza di non avervi lasciato alcuna sostanza che una temperatura minore possa in seguito fare sviluppare. Il forno viene alimentato col coke; l'operazione dure circa 60. minuti a partire dal momento in cui si è acceso il forno; e durante i 5 ultimi minuti, si dà un fortissimo colpo di fuoco.

Ritirata in seguito la massa dal forno, la si colloca diritta sopra un'incudine, e si batte sulla sua sommità ed a colpi raddoppiati con un martello pesante, in modo da non essere obbligati di rimetterla al fuoco. Se col

TRATTAMENTO DEI MIN. DI PLATINO. 341

martellarla in tal modo, il cilindro si incurva, bisogna guardarsi bene dal batterlo sui lati, poichè si romperebbe inevitabilmente, ma è possibile di raddrizzarlo con colpi giudiziosamente applicati alle due estremità.

L'operazione è allora talmente avanzata che il lingot di platino può essere ridotto come ogni altro metallo alla forma che si desidera di darvi, coi processi ordinari che consistono nel riscaldare e battere successivamente. Quando il lingot è battuto, si ripulisce dalle scaglie ferruginose di cui la superficie si fosse ricoperta al fuoco, investendolo di un miscuglio umido di parti eguali in volume, di borace cristallizzato e di sale di tartaro comune. Questo miscuglio in fusione è un dissolvente attivo di queste impurità. Basta dunque porre il cilindro così investito, in un crociuolo di platino, coprirlo con un vaso di terra capovolto, ed esporlo al calore di un forno a vento. Tosto che il lingot è estratto dal forno, si immerge in un bagno di acido zolforico diluito che, in poche ore discioglie intieramente il flusso di cui la superficie fu ricoperta.

Si può allora ridurre il lingot in foglie, farlo passare alla trafilatura, sottoporlo in una parola a tutte le operazioni che subiscono i metalli i più duttili.

2675. Affinchè si possa giudicare dell'importanza del consumo del platino, si sono qui riunite le cifre della importazione ed esportazione di questo metallo. Risulterebbe da esse un consumo medio di 100 kil. di minerale di platino all'anno in circa; ma è poco probabile che queste cifre siano realmente esatte. Il platino offre d'altronde una proprietà che è comune cogli altri metalli preziosi, ed è di ritornare, quando è fuori di servizio, nell'officine, per essere sottoposto ad un nuovo trattamento. Ma, per riguardo al platino, bisogna trattarlo come se fosse in istato di minerale, vale a dire, ridiscioglierlo nell'acqua regia, precipitarlo, e rifare in una parola, tutte le operazioni che si sono descritte.

Questa circostanza è molto pregiudicevole poichè rende assai caro il platino lavorato, che vale quasi il doppio di un peso eguale di platino di scarto.

Platino.

	Importazione.	Esportazione.
	k.	k.
1822	37, 400	61, 560
1823	76	"
1824	21, 980	16
1825	259, 820	"
1826	302, 900	"
1829	56, 100	"
1830	76, 250	"
1831	90, 110	"
	920, 560	77, 560
		k.
In otto anni	{ importazione . . .	920, 560
	{ esportazione . . .	77, 560

CAPITOLO XIV.

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ORO.

Sur les mines d'or du Mexique; Journal des mines, t. XXIX, pag. 201.

Voyages dans l'intérieur du Brésil et particulièrement dans les districts de l'or et du diamant; del signor Mawe; Ann. des mines, serie 1, t. II, p. 199.

Sur les mines d'or et du platine de l'Oural; del signor de Humbolt; Ann. des mines, serie 2, t. I, p. 178.

Memoire sur une nouvelle methode pour le traitement de la pyrite aurifere; del signor Boussingault; Ann. des mines, serie 2, t. I, p. 319.

Note sur les usines à or, argent et plomb de Transylvanie; del signor Kersten; Ann. des mines, serie 2 tom. 6, pag. 297.

Essais faits pour séparer l'or des divers mineraux du district du Freyberg; Ann. des mines, serie 2, t. 6, pag. 315.

Sur l'exploitation et le traitement de la pyrite aurifere du val Anasca en Piemont, del signor di Ville-neuve; Ann. des mines, serie 2, t. V, p. 181.

Sur la composition de l'or argentifere, del signor Boussingault; Ann. des mines, serie 2, t. III, p. 329.

Quantité d'or exploitée au Bresil; Ann. des mines; serie 2, t. III, p. 283.

Essais de l'histoire des rivières et des ruisseaux de la France, qui ruient des paillettes d'or; del signor de Réaumur; Memoires de l'Acad. des sciences, anno 1718, pag. 68.

2676. L'oro trovasi in natura sotto forma metallica; ciò che spiega ad un tempo in qual modo sia uno dei metalli che gli uomini hanno conosciuto dai primi tempi della formazione delle società, e come sia uno di quelli che i popoli i più selvaggi sanno trattare.

Si trova in natura l'oro cristallizzato in cubi, in ottaedri, o con forme derivate da queste; l'oro in lamelle, pagliette o ramificazioni, finalmente l'oro in grani od in masse note sotto il nome di *pepiti*. Le pepiti d'oro possono avere un volume molto considerevole: il signor De Humboldt ne cita una di dodici kil. trovata al Perù. Si pretende che nella provincia di Quito ne sia stata estratta una di 50 kilogrammi. Finalmente in questi ultimi anni, la Siberia ha offerto delle masse d'oro nelle sue miniere, che rendono questi esempi meno straordinari.

L'oro nativo non è sempre puro; nella maggior parte dei casi trovasi unito ad una certa quantità d'argento. Si possono considerare le proporzioni di questi due metalli come presso a poco costanti nella stessa giacitura, di modo che nei paesi dove si raccoglie dell'oro in diversi cantoni, gli assaggiatori conoscono la composizione tostochè è loro nota la precisa località da cui proviene.

L'oro sembra ordinariamente combinato coll'argento in proporzioni definite, ma assai variate. Non ve ne è però che una di queste combinazioni che sia stata distinta con un nome particolare, e si è l'*electrum* degli antichi mineralogisti.

Molti dei minerali d'oro lavorati, constano di piriti aurifere. Essi contengono quantità così limitate d'oro, che è quasi sempre impossibile di conoscere in quale stato vi si ritrovi. Siccome è quasi sempre utile una torrefazione, affinchè l'oro che vi è contenuto possa amalgamarsi, si ha motivo di dubitare che l'oro che vi è contenuto sia realmente allo stato nativo, quantunque siasi ammesso sino ad ora che l'oro vi sia disseminato sotto forma di pagliette metalliche sciolte. Quando si ha riguardo alla tendenza elettro-negativa così potente del zolfuro d'oro, si può essere indotti a credere che questo metallo potrebbe esistere in parte od anche per intero, sotto forma di zolfuro doppio nei zolfuri di ferro, od in altri zolfuri che lo contengono.

L'oro si incontra associato alla pirite di ferro, a quella di rame, alla galena, alla blenda, al mispickel, al cobalto grigio, al manganese litoide, al telluro nativo,

alla malachite, all'argento rosso, ed al zolfuro d'antimonio. Il signor Brougnart che ha fatto questa lista, osserva che è specialmente nelle sue associazioni alle quattro prime sostanze, vale a dire, alle piriti di ferro e di rame, alla galena, alla blenda, ed al mispickel, che l'oro diviene invisibile all'occhio, circostanza che rende probabile l'opinione superiormente emessa. In certi casi però la pirite, passando allo stato di ossido di ferro per l'azione dell'aria, offre delle pagliette d'oro visibili.

2677. L'oro si incontra nei terreni primitivi, nei terreni di transizione, nelle trachiti, nei trappi e nei terreni di trasporto. È assai più comune negli ultimi che nei primi. L'oro disseminato in pagliette nelle sabbie argillose e terrugineose, si incontra in molte località. Queste sabbie aurifere formano qualche volta delle pianure estese e solcate da ruscelli, da torrenti o da fiumi che trasportano dell'oro, se si bada alle apparenze. In fatti si è supposto per molto tempo che questi corsi di acqua prendano origine da montagne aurifere, che forniscono l'oro che si trova nel loro letto. Molte ricerche sono state dirette in questo senso ma sempre inutilmente. In fatti tutte le circostanze del fenomeno provano che l'oro dei fiumi proviene dalle sabbie su cui scorrono. Queste sabbie subiscono una specie di lavatura che lascia le pagliette d'oro in certi punti, mentre vengono trasportate via le parti terrose. Si osserva in relazione a questa supposizione che tutto ciò che mette la sabbia in movimento, favorisce la comparsa dell'oro negli angoli rientranti dei fiumi. I temporali, le grandi piogge sono dunque favorevoli a questa raccolta. Si osserva inoltre che i fiumi che forniscono dell'oro in una certa parte del loro corso, cessano di fornirne quando si risale alla sorgente.

I torrenti od i fiumi che trasportavano dell'oro in altri tempi, lo trasportano ancora in oggi e probabilmente nella stessa quantità; ciò non ostante le raccolte che facevansi sulle loro rive, hanno cessato a poco a poco, in modo che le località le più celebri presso gli antichi non sono più lavorate. Ciò dipende dall'essersi variato notabilmente il valor dell'oro dopo la scoperta del Nuovo Mondo e che la massa d'oro che bastava per pagare la giornata degli operai dediti a questa industria, non ne pagherebbe in oggi che il quarto od il quinto.

Non citeremo qui tutte le località che possono fornire

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ORO. 345

dell'oro, tanto sono numerose. Ci limiteremo quindi ad enumerare le principali miniere in attività.

In Francia vi è una vera miniera d'oro, quella della Gardette nella valle d'Oysans. È oro nativo in un filone di quarzo. È stata lavorata prima della rivoluzione da Luigi XVIII allora conte di Provenza. Essendo il filone troppo povero, i lavori vennero abbandonati. I fiumi auriferi sono assai numerosi. Si cita l'Arriege, il Gardon la Cize, il Rodano presso Ginevra, il Reno presso Strasburgo, il Salat, la Garonne presso Tolosa, l'Herault presso Montpellier. Tutte queste località non hanno sotto questo rapporto che un interesse storico.

Il Piemonte contiene delle miniere d'oro che si lavorano anche in oggi con vantaggio. Si trovano a Macugnaga ai piedi del monte Rosa dei filoni di ferro zolfurato aurifero che sono trattati attivamente.

In Germania, il paese di Salsbourg fornisce dell'oro come vedremo in seguito.

L'Ungheria e la Transilvania possiedono delle miniere d'oro importanti per tutti i riguardi.

Le miniere d'oro di Siberia hanno preso in questi ultimi tempi un'importanza inaspettata che le colloca in un rango degno dell'attenzione degli economisti. Dietro la loro importanza attuale, dietro le masse d'oro che ne sono state estratte, si può appena presumere quale ne sarà il prodotto entro alcuni anni, quando tutte le località saranno state riconosciute, e che le principali giaciture saranno state messe in attività. Quella che si lavora attualmente trovasi sul versante orientale degli Oural. L'oro vi è accompagnato dagli stessi minerali che si trovano nei depositi auriferi del Nuovo Mondo.

L'Asia contiene molte miniere d'oro, ma non se ne conosce il prodotto. L'oro che producono non appartiene a questa parte del mondo.

L'Africa possiede dei terreni auriferi numerosi ed importanti. Il Kordofan, il paese di Bambouk, il paese di Sofala forniscono dell'oro che viene in parte nel commercio della costa. I negri lo trasportano entro tubi di penna di astruzzo o di avvoltoio.

L'America è il paese che ha fornito le quantità d'oro le più notabili nei tempi moderni. Questo metallo vi si trova di rado in veri filoni, mentre nei terreni di alluvione dà luogo a numerose escavazioni.

L'America settentrionale ne produce poco, e soltanto

nella Carolina del Sud. L'America meridionale e specialmente il Brasile, il Choco, il Chili sono i paesi i più produttivi.

Il Messico, il Perù, la Colombia forniscono dell'oro, ma quello del Messico proviene principalmente dalle miniere d'argento di questo paese.

2678. I processi in uso pel trattamento delle miniere d'oro sono assai semplici, e si riducono in generale alla lavatura che termina colla fusione del residuo divenuto abbastanza ricco. Qualche volta in luogo di spingere la lavatura sino alla concentrazione dell'oro, che è necessaria per la fusione, si sospende molto prima, e si termina l'operazione coll'amalgamazione che separa l'oro dalle sue matrici. Qualche volta finalmente, si torrefa il minerale, all'oggetto di rendere la lavatura più facile.

Tutti questi processi assai semplici nel loro principio, non presentano altra difficoltà che quella che risulta dalla proporzione dell'oro, generalmente assai tenue, che si trova nei minerali. Si vede in fatti, che se l'oro è in pagliette isolate in una matrice leggera e friabile, la lavatura basterà per estrarlo quasi per intero. Se al contrario, l'oro trovasi in una matrice densa e dura, la macinazione e la lavatura non produrranno che un risultato imperfetto.

La natura delle matrici deve dunque essere specialmente presa in considerazione, nella scelta dei metodi per l'estrazione dell'oro. Si è in questo senso che noi classificheremo gli esempi di trattamento, facendo osservare che l'amalgamazione si applica con profitto in tutti i casi. Siccome il mercurio non esercita qui alcuna azione chimica, è facile di diminuirne di molto la perdita, in modo che i vantaggi dell'amalgamazione sono evidenti.

2679. Descriveremo in primo luogo i processi posti in uso per l'estrazione dell'oro dalle piriti aurifere, lavorate a Marmato, sul versante del Rio-Cauca. Questa operazione, studiata dal signor Boussingault sul luogo, darà un'idea generale dei metodi che sono utili in tutti i casi.

L'officina posta sul declive della montagna, consta di un porticato sotto cui possono stare dodici operai; nel suolo avvi un fosso circolare di sei piedi di profondità e di dieci piedi di diametro. Dieci negre, occupate a macinare, sono disposte attorno a questa escavazione. Davanti a ciascuna di esse si trova un pezzo di porfido alto circa due piedi dal suolo, ed inclinato verso il serbatoio.

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ORO. 347

Il macinello di cui si servono è d'ordinario un pezzo di pirite contenente del quarzo.

Il minerale da macinarsi è posto vicino ad esse; questo è una pirite in pezzi; mettono uno di questi pezzi sulla parte più elevata della loro pietra, e lo riducono in polvere a colpi di macinello; in seguito la macinano, aggiungendo dell'acqua per facilitare il lavoro; la pirite, a misura che è macinata, scorre colla consistenza di una pasta liquida nel serbatoio.

Quando il serbatoio è ripieno di pirite macinata, vi si fa giungere una corrente d'acqua, che si lascia scorrere, per una settimana, usando la cura di smovere di tempo di tempo la materia; quando le pirite è sbarazzata dalle terre che poteva contenere, si procede alla lavatura.

La lavatura si eseguisce in un fondo di leguo, chiamato *batea*, che ha la forma di un cono molto depresso, la cui base può avere da 15 a 18 pollici di diametro e l'altezza da 3 a 4 pollici. Le negre eseguono la lavatura con una rara abilità; esse mettono circa 20 libbre di pirite macinata nella *batea* e la immergono nell'acqua, ove trovansi esse stesse sino a mezza gamba; allora dopo di avere stemperata la pirite colla mano, danno alla *batea* un movimento rotatorio molto rapido, avendo cura di darvi nello stesso tempo diverse inclinazioni, per facilitare l'uscita delle materie che si trovano in sospensione nell'acqua. Dopo di avere continuato questa manovra per alcuni minuti, fanno escir dall'acqua la *batea*, e, tenendola con una mano sotto una inclinazione di circa 45.° fanno cadere coll'altra una grande quantità di pirite, che si trova sul piano inclinato formato dalla posizione della *batea*. Esse operano sul resto nello stesso modo sino a che abbiano ottenuto una piccola quantità di pirite ricchissima in oro; allora raddoppiano di attenzione, e finiscono coll'ottenere l'oro quasi puro. Quando hanno riunito in tal modo una certa quantità d'oro, lo fan passare di nuovo alla *batea* per nettarlo bene, indi lo fanno asciugare sopra un piccolo braciere di ferro.

Dopo questa operazione la pirite trasportata via dalle lavature, viene sottoposta ad un secondo o ad un terzo trattamento simile al primo; essa fornisce costantemente dell'oro. Quando ha subito tre lavature viene posta in mucchio e abbandonata all'aria per otto o dieci mesi; a capo di questo tempo, si macina come se fosse del minerale nuovo, e dà una nuova quantità d'oro quasi eguale

a quella del primo trattamento; ciò che rimane è ancora messo in mucchio e lavato, e così di seguito sino a che la pirite sia scomparsa nella lavatura.

L'acqua procedente dalle lavature scorre via e depone una pirite molto divisa, che viene lavata da negri liberi, contenendo ancora dell'oro.

2680. Il sig. Boussingault, avendo cercato di conoscere la quantità d'oro che poteva fornire una pirite considerata come povera, quantunque lavorata con beneficio coi negri, ha trovato che dava 175000 d'oro; ma credo che questo numero sia al di sotto della realtà; poichè questa pirite avrebbe ancora potuto fornire dell'oro, se fosse stata esposta all'aria per alcuni mesi.

Le diverse operazioni in uso a Marmato, sono fondate sulle differenti densità tra l'oro che pesa da 14 a 19, e le pirite che pesa circa 5. Si vede che deve essere assai facile il separare il metallo colla lavatura. L'esposizione all'aria della pirite di già lavata è ben calcolata; una parte del minerale passa allo stato di zolfato, che viene trasportato via dalle acque pluviali. L'azione atmosferica si esercita specialmente sui zolfuri molto divisi; poichè dopo di essere stati esposti più volte all'aria, i mucchi di minerali diminuiscono di volume, e la pirite residua è in piccoli pezzi di forma cubica. Si è nell'interno di questi piccoli frammenti, che hanno resistito alla macinatura, ed alla decomposizione, che trovasi l'oro che si può ancora estrarre trattando la pirite una seconda ed una terza volta.

Il signor Boussingault propose di cominciare questo trattamento con una torrefazione che darebbe del protossido di ferro più tenero e più leggiero della pirite, e che per conseguenza, potrebbe essere macinato e lavato più facilmente. Egli si è assicurato con diversi saggi dei vantaggi di questo processo. La lavatura si eseguisce allora con tale facilità che, con questo metodo, si giunge a scoprire la presenza dell'oro nelle piriti che non ne contengono che una quantità limitatissima.

Il maggior vantaggio della torrefazione della pirite, è dovuto a ciò che l'ossido di ferro aurifero che ne risulta può passare al mulino; una volta ben macinato, è facile estrarne l'oro: poichè si stempra così compiutamente nell'acqua, che basta, per eseguire la lavatura, far cadere un filo di questo liquido sull'ossido, posto in un bacinio e di agitare con precauzione. La maggior parte dell'ossido viene trasportata via ben tosto, e si vede l'oro mescolato con grani di ossido mal macinato.

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ORO. 349

Il signor Boussingault ha tentato di separare l'oro delle materie con cui è mescolato verso la fine della lavatura col mezzo del mercurio; la cosa riesci bene specialmente quando l'oro era in istato di polvere finissima.

La torrefazione potrebbe eseguirsi sia in mucchio come nell'Harz ed a Chessy, od in forni a riverbero. Per macinare l'ossido di ferro procedente dalla torrefazione della pirite, si potrebbe servirsi di una macina da grano, come si usa nelle officine d'amalgamazione.

L'ossido di ferro macinato potrebbe lavarsi in tre o quattro grandi bacini in anfitatro, per separare l'oro dalle sostanze straniere con cui è mescolato verso la fine della lavatura; si potrebbe ultimare questa operazione nella *batea*, o meglio adoperare il mercurio.

Una torrefazione nella quale si farebbe entrare 5,000 quintali di minerale potrebbe contenere se fosse composto di pirite di Marmato da 1 sino a 13 quintali d'oro.

Si vede quanto sarebbe facile di costruire un forno di torrefazione continuo, in cui non si adopererebbe altro combustibile che la pirite stessa. Si troverebbe senza dubbio qualche vantaggio nell'aggiungere un poco di calce o di calcare al minerale per impedire che si fonda e coli in *mattes*.

Le modificazioni proposte al signor Boussingault potrebbero essere applicate senza dubbio con vantaggio al trattamento delle piriti aurifere del Piemonte. Ma sarebbe sempre necessario di prendere in considerazione, le assai notabili variazioni della ricchezza delle piriti. Prima di decidersi ad un trattamento in grande, bisognerebbe che i mucchi fossero formati di piccole partite, saggiate ciascuna separatamente colla maggior diligenza, coi metodi di lavatura ordinarii. Senza di questa precauzione, si esporrebbe a trattare in grande delle materie troppo povere, e si correrebbe rischio di subire delle perdite considerevoli.

2681. A Marmato, come si è veduto, l'amalgamazione non è in uso, e si fa subire alla pirite una decomposizione spontanea all'aria. In Piemonte non si eseguisce questa decomposizione, e tutta l'operazione è appoggiata all'amalgamazione. Ecco in poche parole il processo che vi è in uso.

Su tutta la lunghezza della Valle Anzasca, da Cremnaga sino a pie' di Mulera, la pirite aurifera è molto diffusa; a Venzone, è associata alla blenda e alla galena. Trovasi spesso in vene. La sua ricchezza è varia, produce da 35 fr.

sino a meno di 2 fr. al quintale. Deducendo da questi dati, i limiti estremi della quantità d'oro contenuta, si trova che la pirite contiene da 0,000494 sino a 0,000010 d'oro.

La lavorazione di queste miniere risale ad una remota antichità; e queste piriti sono sempre stato l'oggetto di un lavoro più o meno attivo. Attualmente le officine di amalgamazione sono in grandissimo numero sui diversi torrenti che scorrono nel paese. Queste officine constano d'ordinario di piccoli fabbricati di legna, in ciascuno de' quali trovansi quattro mulini d'amalgamazione. Trovansi nella valle più di duecento mulini.

Il minerale escito dalla miniera subisce una frantumazione ed una scelta, prima di essere trasportato al mulino. Ogni fabbricato contiene un mulino a due macine per tritare il minerale.

Le due macine di trituratione sono orizzontali, la macina superiore è mossa da una ruota idraulica. In questo mulino, il minerale è ridotto in pezzi della grossezza di un piccolo pisello.

Il minerale in tal modo macinato viene introdotto nei mulini di amalgamazione.

Questi constano di una botte di legno, cerchiata solidamente, al cui fondo trovasi una macina fissa; e di una macina superiore che gira, tagliata in segmento di torre, e che penetra nella macina inferiore. La botte si innalza assai più che la parte occupata dalle macine, ciò che permette di introdurvi l'acqua occorrente.

Si introduce nel mulino d'amalgamazione una piccola quantità di minerale tritato; vi subisce una nuova macinatura; l'acqua continuamente agitata dalle aste di ferro, che conducono la macina che gira e che attraversano il bagno, tiene in sospensione il minerale macinato, in modo che i più grossi pezzi trovansi sempre vicini alle macine. Il movimento d'altronde è poco rapido. Quando le prime parti sono ben tritate, se ne aggiungono di nuove, sino a che il mulino contenga 60 libbre di materia. Vi si introducono allora 8 once di mercurio; quando l'amalgamazione è compiuta a giudizio degli operai, si estraggono le materie dopo di aver fermato il movimento. È essenziale di non fare agire il mercurio troppo a lungo, altrimenti si aumenta la perdita di questo metallo, e può essere che una parte passi allo stato di zolfuro. Il trattamento totale di 60 libbre dura d'ordinario 24 ore. Si fanno scorrer fuori i fanghi; si lava il residuo mer-

curiale, si fa passare, e si ottiene un piccolo bottone di un giallo pallido che è l'amalgama d'oro.

Quando si è ottenuto una quantità sufficiente di questi piccoli bottoni, in modo da poterne ricavare una quantità d'oro del valore di 5000 fr. si fa una distillazione in una storta di ferro, il cui becco passa in un bacino pieno d'acqua, in cui il mercurio che si volatilizza, va a condensarsi. Questa operazione viene d'ordinario eseguita dal proprietario della miniera.

La perdita totale in mercurio è eguale al quarto della quantità adoperata, vale a dire due once per ogni piccolo mulino d'amalgamazione.

Il metodo ora esposto, esige un'anticipazione di capitali assai limitata, e non permette di trattare che poca pirite alla volta. Quando si vede dal prodotto di un mulino di amalgamazione, che non è più vantaggioso di trattare la parte della vena o filone che si lavorava, si abbandona senza aver fatto da questa vena estrazioni considerevoli che sarebbero necessarie in un trattamento in grande.

Si è tentato più volte di fare delle amalgamazioni entro botti, operando sopra grandi masse; ma non se ne trovò dell'utile.

2682. Nel paese di Salzbουργ, si lavora dell'oro in filoni che si separa colle lavature, colla torrefazione e coll'amalgamazione. Non si fondono i minerali che contengono dell'oro, che quando è vantaggioso di estrarne anche l'argento od il rame che si trovano spesso mescolati con questo prezioso metallo. Descriveremo successivamente i cessi seguiti in queste diverse operazioni.

Si distingue il minerale in due specie:

La prima è del minerale così poco ricco che l'oro non vi è visibile. Questo vien pilato, ma vi si fa subire da prima una torrefazione per rendere più facile la sua divisione sotto i piloni.

La seconda che è abbastanza ricca perchè si possa riconoscere l'oro, viene pilata, spesso senza essere stata torrefatta; terminata l'operazione della pilatura, bisogna cribrare il minerale affine di facilitare l'unione del mercurio e dell'oro.

La torrefazione di questo minerale non si eseguisce in tutte le officine; ciò non ostante è utile perchè non solo facilita la divisione delle matrici, ma snatura anche i zolfuri e gli arseniuri, che si convertono in ossidi fini e leggeri.

Il minerale pilato viene lavato sulle tavole mobili inclinate, ed entro scodelle a mano. Facendolo passare successivamente sopra tavole a movimento più lento, e finalmente entro scodelle più piccole, si giunge, in ragione della densità dell'oro, a separarlo in gran parte dalle terre più leggieri colle quali è mescolato; ciò non ostante questa operazione non lo ridurrebbe senza perdita ad un grado conveniente di purezza; bisogna dunque ricorrere all'amalgama.

Questa operazione si eseguisce con un processo particolare, che esige una macchina costrutta con diligenza. Quella di cui si fa uso nel paese di Salzbouurg è una specie di mulino ordinario, le cui parti principali consistono in una macina superiore, orizzontale, rinchiusa in un cilindro vuoto dove fa le sue rotazioni; al di sopra avvi una tramoggia, che si può abbassare od innalzare a piacere; questa tramoggia ha per iscopo di spargere sulla macina uno strato di uniforme grossezza di minerale la quale è tanto più notevole, quanto più la tramoggia è distante dalla macina.

Al di sotto trovansi tre cilindri di ferro in cui si muovono le macine d'amalgamazione (macine correnti) il cui asse può essere innalzato od abbassato secondo la natura del minerale sottoposto alla loro azione. Questo, trasportato dall'acqua che si introduce nella macina superiore, con un robinetto, cade sopra un piano inclinato ed arriva nelle macine mobili, percorrendo un canale di divisione, che permette di ripartirla egualmente nei tre cilindri. Finalmente un secondo piano inclinato permette all'amalgama di portarsi in un lavatoio all'escire delle macine correnti.

Quando si vuole eseguire l'amalgamazione, si getta il minerale pilato, lavato e penetrato di una certa quantità di sale marino, nella tramoggia, da cui discende sul piano inclinato del cilindro vuoto che contiene la grande macina. Quando la tramoggia si è vuotata, vi si versa del nuovo minerale, sino a che il cilindro della macina del minerale sia riempito, e si fa scorrere dell'acqua nella macina del minerale. Quest'acqua trasporta il minerale sul piano inclinato e nei tre cilindri di ferro, al di sotto delle macine correnti. Si è per l'azione di queste macine che deve effettuarsi l'amalgamazione dell'oro. Prima di porre il mercurio nei cilindri, si fa andare il mulino per due ore; si aggiunge circa 7 o 8 kil. di mercurio in una volta. La quantità di mercurio di acqua o di minerali che si

versa nel cilindro vuoto, in cui i metalli devono essere amalgamati, è nel rapporto dei numeri seguenti 50, 30, 100. In qualche officina, si aggiunge una quantità di mercurio eguale a quella del minerale, ed il lavoro riesce più sicuro, senza che si soffra troppo grande perdita.

Bisogna in questa operazione aggiungere l'acqua con molta attenzione. Se se ne ponesse troppo poca, il miscuglio resterebbe pastoso, il movimento del mulino sarebbe più difficile, ed i minerali si attaccherebbero alle pareti dei cilindri, dove resterebbero senza essere amalgamati. Se al contrario si rendesse il miscuglio troppo fluido, le molecole d'oro e d'argento non si unirebbero col mercurio.

Si vede facilmente da ciò, quanto sia essenziale di non risparmiare il mercurio in questa operazione, poichè questo metallo non agisce sull'oro e sull'argento che in ragione della grande superficie che loro presenta. Si è potuto aumentare la superficie del mercurio dando ai vasi dove si eseguisce l'amalgamazione la forma cilindrica o piuttosto la forma di un cono rovesciato terminato da una sfera.

Si è allo stesso scopo che si dà alla massa un movimento di rotazione, e la forza centrifuga che il mercurio acquista, in causa di questo movimento, lo fa salire lungo le pareti del cilindro e del cono, che si allarga di più in più verso l'alto, ed in seguito il mercurio ricade pel suo proprio peso.

La quantità di mercurio deve essere proporzionata piuttosto al volume dei minerali che al loro peso. In fatti i minerali occupano nei cilindri un posto tanto maggiore quanto più sono leggieri, ed il mercurio dovendo soprammontare l'altezza della massa, abbisogna una maggior quantità di mercurio perchè la sua unione cogli altri metalli possa aver luogo.

Se si adoperasse poco mercurio l'amalgama potrebbe divenir solida, allora si convertirebbe in polvere od in ischiuma, ed escirebbe coll'acqua che si estrae di tempo in tempo di modo che si perderebbe molto oro e molto mercurio. Se al contrario, il mercurio è in grande eccesso, l'oro vi si combina più celeramente e più completamente; l'amalgama resta liquida e si separa bene.

Si riconosce da alcuni dati se il mulino produce bene la sua azione e se l'amalgama si tritura convenientemente. Abbiamo di già detto che vi sono al di sotto di ogni macina da minerale due canali destinati a fare

scorrere via l'acqua, e che alla estremità di questi canali si trova un cilindro vuoto di ferro, destinato a raccogliere i minerali per l'amalgamazione. Se si osserva in questi cilindri, dell'oro che non è amalgamato col mercurio, è un segno che la macina è troppo elevata, che non è abbastanza ravvicinata al minerale; allora il mercurio, non venendo agitato resta al fondo del vaso in causa della sua densità. Se al contrario si osserva nel cilindro vuoto della polvere di mercurio e della schiuma dell'amalgama, è segno evidente che il mercurio ha finito di impossessarsi dell'oro, e che bisogna aggiungervene dell'altro.

L'amalgamazione d'ordinario è terminata dopo sedici o diciotto ore; si procede in seguito alla lavatura, che si eseguisce con un'acqua corrente, che trasporta via la terra, e spoglia l'amalgama dalle sostanze non combinate col mercurio. Questa operazione si eseguisce in un tino di legno di forma conica, il cui fondo è inclinato verso il centro, dove trovasi un rubinetto. Si imprime a questo tino un moto circolare, affinchè i minerali vengano sempre smossi e trasportati via dalla corrente d'acqua, mentre l'amalgama cade pel suo proprio peso al fondo del tino, da cui si estrae in seguito facilmente.

Ciò non ostante, quando si è estratta la maggior parte dell'amalgama, si stempera di nuovo la massa, aggiungendovi una certa quantità d'acqua, affinchè le particelle di mercurio vadano più facilmente al fondo del tino. Continuando a rimescolare sempre ed uniformemente la massa, si fa escire a poco a poco il minerale stemperato nell'acqua, ed in fine la stessa amalgama, che si lava di nuovo in una macchina simile.

Terminata la lavatura, si procede alla separazione del mercurio. La prima operazione consiste nel mettere l'amalgama liquida in una pelle di camoscio, o in una calza di lana, che si comprime fortemente. Il mercurio che passa attraverso alla pelle, ritenendo ancora sino a venti o venticinque denari d'oro o d'argento per quintale, viene riportato nei cilindri dove si versa del nuovo minerale. In alcune officine, si mette l'amalgama in un sacco di grosso traliccio, dal quale il mercurio scola in parte per una forte pressione. Rimane nel sacco una amalgama solida d'oro che viene posta a parte per la distillazione. Quando si bagna il sacco, vi resta una maggior quantità di amalgama, ed il mercurio che esce ritiene meno oro. Quando l'amalgama solida è puris-

simi, è bianca; ma quando vi si trova unito del piombo o del rame, è meno bianca, ed allora non scricchiola tanto allorchè viene rotta.

In generale quando l'operazione è stata ben diretta, l'amalgama contiene circa due terzi di mercurio ed un terzo d'oro.

Si decompone l'amalgama solida d'oro, come quella d'argento, col mezzo del trepiede o del *candeliere di amalgamazione* adoperato a Freyberg. L'oro in tal modo separato dal mercurio, ha un colore appannato dovuto alla sua porosità, e se vi rimangono ancora alcune porzioni di mercurio, le fusioni posteriori che deve subire le fanno scomparire.

Il metodo in uso nel paese di Salzbouurg offre, come si vede, alcune particolarità che faremo osservare. Le macchine d'amalgamazione sono ivi simili a quelle in uso in Piemonte; ma queste macchine sono alimentate da minerali di già polverizzati, ciò che è vantaggioso; il lavoro dell'amalgamazione riesce più facile. Vi si adopera molto mercurio, cosa da imitarsi tutte le volte che la natura del minerale lo permette; poichè l'estrazione dell'oro riesce più rapida e più perfetta. Ma con minerali piritosi, sembra che questo eccesso di mercurio produrrebbe delle gravi perdite dovute alla zolfurazione di questo metallo.

2683. Le premesse particolarità ci lasciano concepire tutti i processi egualmente semplici, posti in uso nel trattamento dei minerali d'oro in diversi paesi. Aggiungeremo qui solamente alcune notizie circa il trattamento delle sabbie dei fiumi.

I fiumi che trasportano pagliette d'oro colle loro sabbie, ne offrono specialmente nei luoghi ove scorrono con meno rapidità; in quelli dove il loro letto è più largo, e specialmente in quella specie di seni dove l'acqua incomincia a perdere della sua celerità, e presso curve dove cangia la direzione del fiume; le pietre che si trovano al fondo dell'acqua, formano dighe capaci di arrestarle, per cui i raccoglitori d'oro raccolgono diligentemente le sabbie che le circondano.

Non si escava a grande profondità per raccogliere le pagliette. Il più delle volte, non si leva la sabbia che sino alla profondità di quattro dita; ciò non ostante, i raccoglitori d'oro dell'Arriege escavano presso a poco sino a due piedi.

I tempi opportuni per questa ricerca sono quelli in

cui le acque sono basse. Si può allora raccogliere più comodamente le sabbie lontane dalle rive. Essendo le acque del Rodano d'ordinario basse nell'inverno, si è in quella stagione che i paesani vanno a cercarvi le pagliette d'oro. Ma tra tutti i tempi, il più favorevole è quello in cui le acque si abbassano dopo i straripamenti.

Le pagliette sono spesso così piccole ed in così limitata quantità nella sabbia, che sfuggono agli occhi i più esercitati ed attenti. È più facile di vedere i luoghi dove la sabbia ha un color nerastro o rossiccio; ed è questa sabbia su cui si deve lavorare. Se vi è dell'oro, si trova in essa, e più abbondantemente che altrove.

2684. La parte principale del lavoro dei raccoglitori d'oro consiste in un grande numero di lavature; si è col lavare la sabbia, che le pagliette si separano. Ecco in qual modo si eseguiva questa operazione sulle rive del Reno. I lavatori quando avevano scelto sulle rive del fiume un luogo di buon augurio, vi stabilivano le loro piccole macchine. Il pezzo principale di esse era una tavola di circa 1 metro 75 cent. di lunghezza, sopra 0.^m 50 di larghezza, e grossa 4 o 5 centimetri. Da ogni lato, e ad una delle estremità, aveva un orlo di circa 3 cent. di altezza. Quest'ultima estremità veniva appoggiata alla terra, e si posava l'altra sopra un cavalletto alto un piede e mezzo. Sopra questa tavola inclinata, si inchiodavano leggermente tre pezzi di panno grosso, di larghezza eguale a quella della tavola, e di circa un piede di lunghezza. Si attaccava il primo assai presso dell'estremità superiore della tavola, il secondo ad un piede dal primo, ed il terzo egualmente ad un piede dal secondo.

Si assicurava sulla testa della tavola una specie di cesto di corniolo selvatico, in forma di graticcio; il suo fondo era ovale e la convessità rivolta verso la parte inferiore della tavola; questo era il primo cribro dal quale passava la sabbia per separarne le pietre, i ciottoli, ec. Con una palletta si riempiva il cesto di sabbia; con un'altra si versava dell'acqua, che stemperava la sabbia, e la trasportava seco a traverso del graticcio: la terra e la polvere venivano trasportate verso il basso della tavola, come pure i grani più grossi spinti dall'acqua e dal loro peso. In quanto ai grani piccoli ma pesanti, venivano tratti tenuti dai peli del panno, formanti tante dighe disposte a diversi spazi, che essi non po-

TRATTAMENTO DEI MINERALI D'ORO. 357
tevano superare. Tra questi grani trovavansi le pagliette d'oro.

Dopo che il cesto era stato riempito un certo numero di volte, i pezzi di panno coperti di sabbia, non potevano più trattenerne ancora; si staccavano e si lavavano in un tino pieno d'acqua, per separarne le sabbie aurifere.

Questa prima lavatura era grossolana, ma si lavavano con maggior precauzione le sabbie ricche in tal modo raccolte. Se ne metteva una parte in un vaso di legno scavato in forma di navicella; riempita di acqua, il lavatore tenendola con entrambe le mani l'agitava leggermente, in un modo simile a quello che si usa per vallare i grani. Questo lavoro semplice richiede della pratica e molta pazienza. A misura che si ripete questa operazione, se ne estrae della sabbia bianca e leggiera; quella che rimane acquista un colore più carico, e si incomincia a vedervi qualche paglietta di oro. Qualche volta nelle sabbie dei fiumi di Cèze, dell'Arriège, e di Gardon se ne trovano di grosse abbastanza da poter essere estratte a mano. Finalmente quando dopo lavature ripetute, le sabbie che vengono al di sopra differiscono poco da quelle che restano al fondo, si sospende il lavoro, e la sabbia trovasi allo stato conveniente per estrarne le pagliette. Si riscaldano fortemente per farle asciugare, e si versa su di esse una certa quantità di mercurio, col quale si rimescolano onde si impossessi di tutto l'oro che contengono.

2685. I lavatori delle sabbie del Rodano si servivano anche di tavole inclinate; ma ai pezzi di panno si sostitnivano dei piccoli canaletti di 2 linee di profondità sopra 4 di larghezza, posti alla distanza di 4 pollici tra loro, parallelamente alle estremità della tavola. Quelli dei fiumi Cèze e di Gardon distendevano sulle loro tavole delle piccole coperte di pelle di capra, di lino o di lana. In qualche luogo dove scorrono questi due fiumi, quando le loro acque si ingrossano, i paesani coprono di pelli di montone gli argini dei mulini; se le acque straripano, vi depongono delle pagliette.

Sulle rive dell'Arriège i lavatori non fanno uso delle tavole inclinate; incominciano e compiono la loro lavatura entro vasi di legno, molto depressi verso i lembi il cui fondo è poco profondo; si riempiono di sabbia e si agitano nella stessa acqua del fiume.

Qualunque sia il metodo che si mette in uso, è im-

possibile di estrarre tutto l'oro contenuto nella sabbia, venendo trasportate via le pagliette le più piccole; è anche probabile che i lavatori non estraggano dalla sabbia tutto l'oro che vi hanno concentrato per le poche precauzioni che usano nell'amalgamazione.

CAPITOLO XV.

AFFINAZIONE DEI METALLI PREZIOSI.

Description d'un nouveau procédé d'affinage, del signor D'Arcet nipote; *Journ. de phys.*, t. LV, pag. 259.

Lettre de M. Dizé à ce sujet; id. id., p. 437.

Instruction relative à l'art de l'affinage; del signor D'Arcet. Paris, 1827.

Seconde instruction relative à l'art de l'affinage; del signor D'Arcet. Paris, 1828.

Sur le départ et l'affinage des matières d'or et d'argent par l'acide sulfurique; *Ann. de l'industrie*, t. III, pag. 491.

2686. Abbiamo veduto come si può ottenere l'oro greggio, ed abbiamo fatto conoscere nel penultimo capitolo i metodi in uso per l'estrazione dell'argento greggio, ed ora ci rimane di descrivere i processi di decomposizione di questi prodotti. L'argento e l'oro che possono incontrarsi combinati o mescolati, non possono essere separati coi metodi già descritti. Siccome le miniere in attività contengono quasi sempre questi due metalli, così si vede che il prodotto ottenuto deve in generale constare di una lega variabile d'oro e di argento.

Abbiamo già descritto altrove alcuni dei processi in uso per la raffinazione dell'oro o dell'argento; ma ora dobbiamo considerare questa operazione sotto il punto di vista industriale ed economico.

L'affinazione dei metalli preziosi è una operazione che ha per oggetto principalmente la separazione dell'oro e dell'argento. Si vede facilmente la necessità di questa operazione quando si sa che nei lavori e nelle monete d'argento l'oro conta come argento, e che nei lavori o nelle monete d'oro, l'argento conta come rame. Sono dunque valori perduti che bisogna recuperare con una operazione esatta; tale è lo scopo dell'affinazione.

In questi ultimi anni, un processo rimarchevole sotto tutti i rapporti, ha dato a questa industria un'importanza ed una attività straordinaria. Questo processo con-

siste nell'uso dell'acido zolforico concentrato, che discioglie a caldo l'argento ed il rame, senza intaccare l'oro. Il zolfato d'argento che ne risulta, decomposto dal rame, riproduce tutto l'argento allo stato di purezza. Finalmente il zolfato di rame, depurato in cristallizzazioni ripetute, può ancor esso essere versato in commercio.

Laonde i prodotti di questo trattamento sono l'oro puro, l'argento puro ed il zolfato di rame.

2687. L'operazione è semplice quando si trattano delle leghe convenienti. Queste non devono contenere troppo rame, poichè questo metallo dà origine ad un zolfato che non si discioglie nell'acido zolforico concentrato al di là di una certa proporzione. Non devono contenere nemmeno troppo oro, poichè l'acido zolforico non intaccerebbe facilmente l'argento, e si avrebbe per residuo dell'oro ancora argentifero.

L'esperienza ha dimostrato che la lega la più conveniente al trattamento è quella che contiene circa 950 d'argento e 50 di rame. In quanto all'oro non dovrebbe eccedere i 200/1000, e basta che ne contenga 1/1000, perchè l'operazione sia vantaggiosa.

La lega, preparata in queste proporzioni, deve essere fusa nel crociuolo, e ridotta in grani, versandola nell'acqua fredda. Dopo che i grani sono asciutti, se ne prende una parte, e tre parti e mezzo di acido zolforico concentrato. Si pone il miscuglio in un vaso di platino, che si dispone sopra un forno particolare. Il vaso di platino non deve essere riempito che a due terzi in circa, a causa dell'effervescenza dovuta allo sviluppo dell'acido zolforoso, che potrebbe far escire dal vaso una parte del liquido. Si ricopre il vaso con un coperchio di platino, munito di un becco che conduce il gaz ed i vapori in un condensatore che varia secondo le circostanze locali.

La capacità dei vasi di platino varia, e d'ordinario se ne ha un assortimento di diverse grandezze, per trattare più facilmente le leghe che si presentano senza mescolarle. Ecco un esempio di questo genere di assortimento preso dall'officina di cui si è dato il piano.

Fig. 1, tav. LVI.

1	vaso in cui si possono trattare	21 kil. di lega.
2	id.	16 id.
2	id.	15 id.
2	id.	9 id.
3	id.	8 id.

Dopo due ore di ebollizione, la soluzione è completa nei vasi piccoli; nei grandi non è compiuta che in tre ore.

All'origine dell'arte, l'affinazione delle materie d'oro e d'argento coll'acido zolforico, venne eseguita in vasi di ghisa, ai quali si sostituirono presto i vasi di platino ora descritti, poichè non si conosceva che questo metallo che potesse resistere all'azione dell'acido zolforico concentrato e caldo. Ma in seguito si cercò di evitare la necessità di anticipare dei fondi che oltrepassavano spesso i 100m. franchi, per un assortimento conveniente di vasi da soluzione. Il signor Tocchi fece a Marsiglia, de' tentativi felici che provarono che si poteva ricorrere ancora ai vasi di ghisa, in sostituzione di quelli di platino, i quali sono però ancora in uso in molte officine.

Si sa che la ghisa e molte altre sostanze metalliche resistono benissimo all'azione degli acidi concentrati. Si sa anche, che in molte operazioni industriali, la ghisa è usata per formare dei vasi che devono resistere all'azione dell'acido zolforico concentrato e caldo; ma qui l'acido essendo in grande eccesso, ed i metalli che si tratta di disciogliere, essendo di quelli che il ferro fa precipitare dalle loro soluzioni, deve accadere qualche fenomeno particolare perchè il vaso venga preservato dall'azione dell'acido.

Sembra che la concentrazione dell'acido sia di già per se stessa, un ostacolo alla precipitazione dell'argento o del rame, operata dal ferro. Sembra inoltre che la superficie interna del vaso si inargenti, e che il ferro non abbia più contatto col liquido. Sarebbe ottima cosa che questi fenomeni venissero studiati con diligenza, sotto il rapporto fisico. Checchè ne sia, l'operazione riesce bene nei vasi di ghisa, ed in oggi vi sono molte officine che non ne hanno altri.

2688. Bisogna osservare che la quantità dell'acido è assai maggiore di quella che sarebbe strettamente necessaria per convertire il rame e l'argento in zolfati; in fatti il calcolo indica per questo oggetto, le quantità seguenti, supponendo che si agisca sulla lega la più povera in oro:

50 parti di rame	esigono	155	d'acido zolforico
949	id. d'argento	831	id.
1	id. d'oro	0	id.
1000 di lega		1016	

AFFINAZIONE DEI METALLI PREZIOSI. 361

Siccome realmente si adoperano 3500 parti di acido zolforico, per 1000 di lega, così vi è un eccedente di 2500 d'acido in circa, destinato a tenere i zolfati, e particolarmente il zolfato di rame in soluzione.

Quando la soluzione è terminata, si ritirano i vasi dal fuoco e si lascia raffreddare e riposare la soluzione onde l'oro possa riunirsi. Si decanta il liquore a due o tre riprese, e si lava il residuo d'oro con diligenza. Le acque di lavatura vengono riunite ai zolfati; l'oro depurato viene fuso, messo in lingotti e versato nel commercio.

Il liquore acido, contenente i zolfati, viene versato in una caldaia di piombo, contenente dell'acqua e dei ritagli di rame. Si riscalda, e ben tosto il zolfato d'argento viene decomposto compiutamente; l'argento si precipita e si discioglie in suo luogo una quantità proporzionale di rame. Vale a dire, supponendo che siasi trattate 1000 parti di lega contenente 950 parti d'argento, quest'ultimo esigerebbe 278 parti di rame per la sua perfetta precipitazione.

Si raccoglie l'argento precipitato, si lava a più riprese, e si riuniscono le acque di lavatura nella caldaia di precipitazione per le operazioni susseguenti. Finalmente si fa asciugare l'argento in una piccola caldaia di ghisa e, quando è secco, si fonde in un crociuolo per ridurlo in lingotti.

La soluzione acida che contiene il zolfato di rame viene evaporata entro caldaie di piombo, sino a che possa cristallizzarsi. Si versa indi entro cristallizzatoi; e si evaporano di nuovo le acque madri per ottenerne nuovi cristalli. Si continua in tal maniera sino a che siasi ottenuto un'acqua madre assai concentrata, e quasi per intero formata di acido zolforico. Questo liquore è noto sotto il nome di *acido nero* a causa del suo calore che è dovuto in gran parte alle sostanze organiche che vi si sono deposte durante il suo soggiorno nei cristallizzatoi, e che provengono dalla polvere ecc. Gli acidi neri depurati alla concentrazione; possono servire di nuovo, oppure possono essere adoperati in diverse industrie, che non esigono che l'acido zolforico sia concentrato e puro. La preparazione del cloro, quella delle acque di Seltz e molte altre industrie trovansi in questo caso.

Da cento parti di lega, contenenti 50 di rame e 950 d'argento, che ha esatto 278 di rame per la sua precipitazione, si dovrebbe ricavare una quantità di zolfato di rame proporzionale al rame che è stato realmente disciolto.

Questa quantità corrisponde a 1385 parti di zolfato di rame cristallizzato. Se ne ottiene un poco meno; ma quando si opera bene, si ha realmente poca perdita.

2889. Ora che si è veduto il complesso della operazione, sarà facile di concepire alcune particolarità che abbiamo espressamente passato sino ad ora sotto silenzio.

L'affinazione dei metalli preziosi non può eseguirsi che nelle grandi città, o nelle loro vicinanze. Accompagna in generale le officine di zecca, e si stabilisce nelle città di grande commercio bancario. In Francia, si è a Parigi che si eseguisce con molta attività. Quantunque la quantità di acido zolforoso sviluppato, e di acido zolforico evaporizzato durante la soluzione siano limitate, questa circostanza rende necessaria la loro condensazione.

Il metodo il più pratico da mettersi in uso per effettuare questa condensazione, è precisamente lo stesso che è stato descritto all'occasione del trattamento dei minerali di rame in Inghilterra. Consiste nel far passare il gaz ed i vapori in un canale contenente dell'acqua, che scorre in senso inverse della corrente del gaz. Il canale è munito in due o tre luoghi di bacini superiori forati che forniscono l'acqua in pioggia fina. Questo apparato, che agisce benissimo a Swansea produrrebbe effetti certi in questa industria.

Tale è ad un di presso il sistema in uso nell'officina di cui si è dato il piano Fig. I. Tav. LVI. I gaz e vapori sono attratti da un cammino generale *dd* e devono attraversare prima di giungervi, un lungo canale *bb* che contiene l'acqua destinata per la condensazione. Questo apparato basta; ma nel caso in cui si trattasse di formare un'officina più grande, quello che è indicato più sopra assicurerebbe meglio la condensazione perfetta degli acidi a causa del movimento dell'acqua, della sua divisione in pioggia, e del suo andamento razionale, che presenta ai gaz nell'acqua sempre più prima a misura che si spogliano dei prodotti acidi.

Il signor d'Arcet ha proposto e messo in pratica un sistema di condensazione a cui si riferiscono le figure 2, 3, 4, 5 e 6 della Tavola LVI. Consiste nel dirigere immediatamente i vapori in un tubo di piombo inclinato, in cui l'acido zolforico incomincia a condensarsi; si rende in un serbatoio a misura che si riunisce. I gaz passano in seguito in due camere di piombo successive, contenenti dell'acqua, in cui la condensazione dell'acido zolforico si compie, e dove incomincia quella dell'acido

AFFINAZIONE DEI METALLI PREZIOSI. 363

zolforoso. Passano finalmente in un tamburo che gira sopra essi forati che servono all'entrata ed all'uscita del gaz. In questo tamburo si mette della calce estinta, che assorbe il gaz zolforoso. Il residuo gazo, richiamato dal cammino *p*, scorre e si diluisce in un grande volume d'aria. Ma in una officina che trattasse 1000 kil. di materia al giorno, la condensazione del gaz zolforoso non esigerebbe meno di 300 kil. di calce viva, ciò che forma una spesa notabile. Questo mezzo ha dunque potuto convenire ad officine montate sopra una piccola scala; ma per quelle che venissero stabilite sopra basi più grandi, la condensazione d'acqua ci sembra la migliore, e basterà impiegare l'acqua sotto la forma la più conveniente e la più economica.

2690. Abbiamo supposto superiormente che le leghe da trattarsi fossero già tutte formate; ora bisogna far conoscere i metodi i più adatti a produrre una lega che possa essere trattata, adoperando qualunque lega.

Considerando la questione sotto il suo punto di vista il più generale, può occorrere di dover occuparsi delle leghe seguenti.

- 1.° Lega poverissima di rame e d'argento.
- 2.° Lega poverissima di rame e d'oro.
- 3.° Lega poverissima di rame, d'argento e d'oro.
- 4.° Lega media o ricca di rame e d'argento o di rame e d'oro.
- 5.° Leghe medie o ricche di rame e d'argento e d'oro.

Le leghe comprese sotto il n. 4. essendo le leghe binarie e ricche abbastanza, esse possono essere immediatamente utilizzate dagli orefici o dalle Zecche che le farebbero entrare nelle loro fusioni, per cui non occorre parlarne.

Le leghe poverissime di rame e d'argento possono essere poste a profitto in due modi. Si può trattarle colla liquazione, come fu già indicato; e meglio ancora si può adoperarle per la precipitazione dell'argento nelle soluzioni acide di zolfato d'argento. Venendo il rame disciolto e trasformato in zolfato, si troverebbe riunito l'argento procedente dal zolfato d'argento e quello contenuto nel rame. Questa operazione non riuscirebbe compiutamente che con qualche precauzione. Bisognerebbe che il precipitato d'argento venisse sottoposto all'azione dei zolfati d'argento precedenti dall'operazione successiva a fine di rendere la separazione del rame assolutamente esatta, se si avesse di mira di ottenere dell'argento purissimo. Ma questa cura

è in generale di poca importanza poichè l'argento è sempre destinato a formare delle leghe col rame, bastando che il suo titolo sia ben conosciuto.

Le leghe poverissime di rame e d'oro possono essere utilizzate, per formare le leghe d'oro destinate per le zecche e per ornamenti. Se questo mezzo di smercio non bastasse si potrebbe concentrare l'oro con mezzi analoghi a quelli che verranno indicati per le leghe seguenti, e la lega arricchita diverrebbe in tal modo atta alla fabbricazione delle leghe d'oro commerciali.

Sono dunque le leghe terziarie che ci presenteranno delle difficoltà nel trattamento, o che richiederanno l'uso di metodi speciali.

2691. Occupiamoci da prima delle leghe ricche. Si è veduto più sopra che quando contengono 40 o 50 millesimi di rame, possono essere trattate immediatamente coll'acido zolforico. Ad un titolo più basso, vale a dire, quando contengono 200 o 300 millesimi di rame, si sottopongono ad una operazione particolare designata sotto il nome di *poussée*.

La *poussée* si eseguisce nelle stesse officine di affinazione sopra la maggior parte delle leghe che vi sono trattate, e che sono quasi sempre vecchie monete od ornamenti vecchi, che contengono ad un di presso le proporzioni di rame ora indicate. Occorre di sbarazzarsi di questo eccesso di rame, che imbarazzerebbe la soluzione nell'acido zolforico.

A questo oggetto, si fonde la lega in un crociuolo, dove si riscalda a rosso in contatto con una sostanza ossidante, come il nitrato di potassa, che viene generalmente adoperato per questo oggetto. I forni di *poussée* Tav. LVI. fig. 1. 5. sono assolutamente simili a quelli che si adoperano per la fusione dell'acciaio, sono fornelli a vento propriamente detti, il loro cammino serve a ventilare gli apparati di platino, vengono riscaldati col coke.

Si riscaldano i lingotti sino a rosso, si rompono e si caricano i crociuoli con questi frammenti, cui si aggiunge un decimo del loro peso di nitro. Si spinge il fuoco sino alla fusione. Si vuota il crociuolo in una lingottiera, e si principia tosto una nuova operazione. Si forma durante la fusione una scorie assai liquida contenente molta potassa, e perciò deliquescente all'aria. Oltre alla potassa ed i silicati formati a spese del crociuolo, queste scorie, che sono state esaminate dal signor Berthier, contengono del protossido di rame, dell'ossido d'argento e dell'argento metallico.

AFFINAZIONE DEI METALLI PREZIOSI. 365

Uno dei nostri più abili affinatori, il signor Lebel si serve di queste scorie per saturare una parte dell'eccesso d'acido che contengono i zolfati formati colla dissoluzione della lega nei vasi di platino. Con questo mezzo l'acido zolforico in eccesso, trasforma il protossido di rame in rame metallico ed in zolfato di deutossido; il rame assai diviso che si è formato in tal modo, precipita tosto una parte del zolfato d'argento. L'ossido d'argento delle scorie passa allo stato di zolfato, che viene decomposto dal rame. L'argento metallico che contengono si riunisce a quello che proviene dalla precipitazione.

In alcune officine, si trattano queste scorie coll'amalgamazione; ma questa operazione, che non agisce sull'ossido d'argento, lascia spesso circa la metà dell'argento che le scorie contenevano nei fanghi e rende necessaria la loro fusione.

Il signor Berthier propone di sostituire al nitrato di potassa un peso doppio di zolfato di rame cristallizzato. Le scorie che se ne otterrebbero, sarebbero formate di protossido di rame unito con dell'ossido d'argento che le renderebbe fusibile. Queste scorie versate nei zolfati acidi si comporterebbero come le precedenti. Il rame farebbe doppia funzione nell'operazione; agirebbe come riduttivo nella precipitazione, e come ossidante nella *poussée*. Si economizzerebbe il nitro poichè vi si sostituirebbe un prodotto che si troverebbe ancora, salvo le perdite inevitabili.

2692. Supponiamo ora che si trattasse di una lega ternaria troppo povera per applicarvi la *poussée* col nitro, e troppo ricca perchè si possa sottoporla alla liquazione; bisognerebbe arricchirla con uno dei metodi seguenti.

Si riuscirebbe probabilmente col riscaldare la lega in grani o frantumata, sull'aia di un forno a riverbero col contatto dell'aria con del zolfato di rame. Bisognerebbe riscaldare abbastanza a lungo perchè il rame del zolfato e quella della lega venissero convertiti in deutossido, che si scioglierebbe in seguito coll'acido zolforico debole e caldo. Il residuo costituirebbe una lega più ricca, e si continuerebbe l'operazione sino a che la materia divenisse atta alla *poussée* ordinaria.

Questo metodo non è che una variante del processo stato posto in uso dal signor Lebel, che venne usato in seguito a Freyberg, e che faremo conoscere. L'operazione si eseguisce cogli argenti impuri procedenti dalla amalgamazione.

2693. Si torrefa la lega in un forno a riverbero di

cui l'aia è in mattoni ben congiunti, che riposano sopra un letto d'argilla posto sopra uno strato di scorie; il forno ha al disopra due camere di condensazione per raccogliere le particelle metalliche trasportate dalla corrente dell'aria.

La carica si compone di 225 kil. di residuo ordinario dell'amalgamazione, e di 25 kil. di residuo più enprifero che si raccoglie nelle vasche dove si depongono i fanghi.

Vale meglio porre nel forno l'argento cuprifero in ammassi considerevoli, che di farne dei mucchi poco alti sull'aia; l'esperienza ha dimostrato che la lega assorbe più ossigeno nel primo caso che nel secondo.

Il fuoco viene da prima spinto assai vivamente per portare a rosso questo metallo; indi si regola il calore per mantenerlo a questa temperatura senza sonderlo; si rivolge sull'aia a due riprese; la prima volta tre ore dopo acceso il fuoco; la seconda da un'ora ad un'ora e mezzo dopo la prima; si trasportano con una paletta di ferro verso il graticcio, le parti che ne erano lontane, e reciprocamente. La torrefazione non dura che cinque ore e mezzo; ma la lega rimane 24 ore nel forno.

La porta del focolare è la sola che trovasi a disposizione dell'operaio; quella del forno viene chiusa con un catenaccio, ed uno degli assaggiatori ne ha la chiave. Questa porta è di lamiera ed è forata di piccoli buchi pei quali si può vedere ciò che accade nel forno.

La lega torrefatta viene estratta con un riavolo; si riuniscono le ultime parti con una spazzola resistente, e si staccano le parti più tenaci, gettando un poco d'acqua sull'aia.

Questa lega è nera; il residuo ordinario dell'amalgamazione, aumenta da 2 a 9 per 100 del suo peso nell'operazione il residuo della vasca di 10 a 15 ed il miscuglio di 7 per 100.

2694. Si mette la lega torrefatta in una caldaia di piombo per farla digerire coll'acido zolforico. Quando il metallo torrefatto è stato posto nelle caldaie, vi si introduce dell'acqua procedente dalle lavature delle operazioni precedenti, in proporzione di 15 parti per 8 di lega; in seguito dell'acido zolforico del commercio in proporzione di 5 parti sopra 8 di lega. Vi si aggiunge dell'acqua madre sul zolfato di rame, che è molto acido, e che vien indicato sotto il nome di *acido zolforico vecchio*. Se si trattasse la lega procedente dell'amalgamazione delle vasche da sola, bisognerebbe impiegare il suo proprio peso

AFFINAZIONE DEI METALLI PREZIOSI. 367

di acido zolforico. Non si versa l'acido direttamente sull'argento, ma in un vaso di piombo posto al fondo della caldaia, e da cui si sponde in seguito nell'acqua.

Si riscalda a circa 60.^o per 12 a 15 ore; indi con un robinetto posto nella parte inferiore della caldaia, si fa scorrere fuori il liquore quando la sua densità non aumenta più, e quando si è certo che non tiene più argento in soluzione.

Può recar sorpresa il vedere l'argento disciogliersi nell'acido zolforico tanto diluito come quello che si adopera, e quando la temperatura non eccede i 60.^o; ma non è a spese dell'acido zolforico che l'argento si è ossidato, bensì durante la torrefazione. Il signor Berthier ha dimostrato che l'argento si ossida e ritiene l'ossigeno con maggior forza di quello che si credeva generalmente, sotto l'influenza di certi ossidi; e l'ossido di rame possiede questa proprietà al più alto grado. Nei primi momenti dell'azione dell'acido zolforico sulla lega torrefatta, l'argento ossidato si discioglie; ma viene ben tosto precipitato dal rame metallico che resta nella lega.

Quando si fa escir fuori la soluzione cuprea, vi si sostituisce dell'acqua che si fa bollire per alcune ore; indi vi si sostituisce dell'acqua fredda per ultimare la lavatura. Si lasciano in riposo tutti i liquori per qualche tempo affinché possano depositare le particelle di argento, che sono tenute in sospensione e si evaporano in seguito per cavarne il zolfato di rame.

2695. Si torrefa una seconda volta la lega trattata coll'acido zolforico, riscandandola a rosso per sei ore o sei ore e mezzo; in seguito si sottopone ancora all'azione dell'acido zolforico, adoperando 2 parti di acido del commercio, ed 8 parti di acqua per 8 di lega, e si lascia digerire per 16 a 19 ore.

2696. Finalmente si torrefa una terza volta per sette ore; e si tratta la sostanza torrefatta coll'acido zolforico nella proporzione di una parte di acido e cinque parti d'acqua, per otto di lega.

Dopo questo trattamento l'argento viene riportato al forno di torrefazione, ma solamente per esservi essiccato; si fonde in seguito in crocioli di grafite.

La fusione si eseguisce in forni a vento ordinari; si opera sopra 125 a 200 kil. alla volta, divisi in due crocioli. L'argento subisce una perdita del 5 per 100 che è dovuta ad una scorie cuprea prodotta dall'azione

delle sostanze terrose sopra un poco di ossido di rame. Questa scorie contiene molti granelli d'argento, che si separano col macinarle e collo stacciarle; ma la materia passata per lo staccio contiene ancora 13 per 100 di argento allo stato di combinazione, e 13 per 100 di rame; questa proporzione d'argento è assai notevole; le esperienze però del signor Berthier provano che il zolfato di rame, uno degli ossidanti i più energici dell'argento, deve produrre questo risultamento.

Si rifonde queste scorie nel lavoro delle *crasses* argentifere. Quando l'argento è in piena fusione, si cava fuori con un cucchiaino di ferro riscaldato a rosso, e si versa in lingottiere emisferiche di ferro battuto.

I lingotti d'argento vengono rifusi di nuovo nella stessa maniera della prima volta; non si formano più scorie, ma si vedono ancora alla superficie dell'argento fuso alcune macchie nere d'ossido di rame. In luogo di cercare di levar via questo ossido, lo si riduce per far entrare il suo rame in combinazione coll'argento; a questo effetto si versa in ogni crociuolo mezza libbra di sego, facendolo colare in essi dolcemente ed in filo sottile.

Finalmente si fonde una terza volta l'argento, ma solo per averlo in lingotti più omogenei. È allora al titolo di 0.960, e se non contiene oro può essere adoperato per la monetazione.

Supponendo che questo processo fosse applicato ad ad una lega ternaria, è chiaro che si potrebbe non solo ridurlo al punto conveniente per poter subire l'operazione del processo della *poussée*, ma che sarebbe anche possibile di arricchirlo abbastanza per discioglierlo immediatamente nell'acido zolforico concentrato.

2697. Oltre ai metodi ora descritti, sonvi anche altri processi stati più o meno adoperati. Quello che è stato usato più generalmente porta il nome di *partizione*. Questa è un'operazione assai limitata nella sua applicazione, ed affatto simile a quella che serve a determinare il titolo esatto delle sostanze d'oro. È un assaggio d'oro fatto in grande; ma la carezza dell'acido nitrico ha fatto abbandonare questo processo in tutti i paesi industriali per sostituirvi il trattamento coll'acido zolforico.

L'operazione della partizione esige che la lega contenga una quantità d'argento eguale a tre volte il peso dell'oro al meno. La lega è dunque fusa con un de-

AFFINAZIONE DEI METALLI PREZIOSI. 369

cimo del suo peso di nitro, si aggiunge l'argento necessario, indi si cola la lega nell'acqua per granularla. La *poussée* dà in questo caso dei prodotti simili a quelli già indicati.

Si introduce una parte delle grane in un vaso di vetro o di platino, con due o tre parti di acido nitrico a 30 o 35. Bisogna che l'acido sia puro; si riscalda e l'acido si decompone, produce dei nitrati di rame e di argento, fornisce del deutossido d'azoto che si decompone e lascia un residuo d'oro ancora impuro. Si decanta e si aggiunge sul residuo una piccola quantità d'acido zolforico; si fa bollire, e le ultime parti d'argento e di rame vengono disciolte; l'oro rimane puro.

Si fa precipitare l'argento dalle soluzioni che lo contengono col rame e si cava partito come si può dal nitrato di rame. In Inghilterra se ne fa uso per la preparazione delle ceneri *bleues*. In Francia, si decompone per estrarne l'acido nitrico. Questa decomposizione si eseguiva per semplice distillazione; ma sarebbe stato meglio eseguirla col mezzo dell'acido zolforico.

Nelle officine americane, si adoperano dei processi poco noti, e che non possiamo né indicare né discutere, ma ciò che si sa prova che sarebbero degni di un attento esame.

Le operazioni di affinazione hanno acquistato da qualche anno grande estensione. A Parigi soltanto, e nei primi anni della loro attivazione, si operò sopra masse il cui valore ascendeva a circa 200 milioni all'anno. Bisognava in fatti trattare tutto l'arretrato, poichè, sino a che l'operazione della spartizione, coll'acido nitrico, è stata usata, il suo alto prezzo non permetteva di applicarla a leghe che attualmente si possono trattare con vantaggio. Quasi tutte le antiche monete d'oro o d'argento trovavansi in questo caso. Quelle che si fabbricano in oggi, possono essere considerate come ridotte ad uno stato di purezza assoluta, che la garantisce dalle rifusioni, che il progresso delle arti ha reso lucrative, per alcune delle nostre antiche monete d'oro in particolare.

CAPITOLO XVI.

PRODUZIONE E MOVIMENTO DEI METALLI PREZIOSI.

2698. Sarebbe stato possibile di valutare separatamente tutto ciò che concerne la produzione dell'oro e dell'ar-

gento; ma questi due metalli, confusi in una destinazione comune, ci avrebbero condotti a considerazioni dello stesso genere e col riunirli si eviteranno delle inutili ripetizioni. Quantunque i fatti e le discussioni che riguardano la produzione de' metalli preziosi, sia piuttosto del dominio dell'economia sociale che di quello dell'industria propriamente detta, il lettore ci saprà grado di avere noi riassunto qui il risultamento delle estese ricerche, a cui il signor de Humboldt si è dedicato a questo proposito. Dall'epoca in cui è comparsa la sua mirabile opera, alcune cifre sono state senza dubbio modificate; ma siccome il senso dei risultamenti è rimasto lo stesso, è chiaro che in una materia in cui i fatti non sono valutati che approssimativamente, i cangiamenti avrebbero poca importanza pel fondo della questione.

2699. Ecco il prospetto generale delle quantità d'oro o d'argento che si può supporre essere stato versato nel commercio ogni anno, prendendo la media dei prodotti dal 1790 al 1802. Gli elementi di questo prospetto sono stati riuniti dal signor Coquebert di Montbret.

Continenti antichi	oro	argento
Siberia	1,700 kil.	17,500 kil.
Africa	1,500	"
Ungheria	650	20,000
Salzbourg	75	"
Stati Austriaci	"	5,000
Hartz ed Assia	"	5,000
Sassonia	"	10,000
Norvegia	75	10,000
Svezia, Francia, Spagna,	"	5,000
	4,000	72,500

Continente nuovo.

America settentrionale	1,300	600,000
Choco, Popayan, Santafé		
Perù, Chili	5,000	275,000
Possessioni Portoghesi	7,800	"

2700. Ecco come il signor de Humboldt, che aveva del resto fornito una parte degli elementi del precedente prospetto, valutava i prodotti annui delle miniere d'argento del globo nel 1811.

Miniere d'argento	Marchi di Francia	Kilog.	Valore in franchi.
Europa	215,200	52,700	11,704,444
Asia Boreale	88,700	21,709	4,824,222
America	3,250,547	795,581	176,795,778

Totale annuo 3,554,447 m 869,960 k. 193,324,444 f.

PRODUZIONE E MOV. DEI MET. PREZIOSI. 371

In quanto alle miniere d'oro, valutava nella stessa epoca il loro prodotto come segue: -

Miniere d'oro	Marchi di Francia	Kilog.	Valore in Franchi.
Europa	5,300	1,297	4,467,444
Asia boreale	2,200	538	1,853,111
America	70,647	17,291	59,557,889
	78,147	19,126	65,878,444

Dal che si vede che l'oro e l'argento riuniti formano un valore di

Europa	16,171,888 fr.
Asia boreale	6,679,333
America	236,353,667

Totale 259,202,888 fr.

Questi numeri differiscono poco da quelli che il signor Coquebert di Montbret avevano indicati.

2701. Il principale cangiamento sopraggiunto in queste valutazioni risulta dalle escavazioni attivate in Siberia delle miniere d'oro. Il loro prodotto annuo ascendeva ad un dipresso nel 1826 a 700 kil. dietro la media di alcuni anni. Ma questo cangiamento non può influire sulla cifra generale.

Un'altra circostanza è sopraggiunta in questi ultimi anni ad alterare il prodotto annuo, ma non ha esercitato che un'influenza momentanea. Dal 1821 sino al 1825 le guerre dell'indipendenza degli stati dell'America del Sud hanno diminuito la cifra della produzione in modo che si è creduto di poter attribuire a questa circostanza, lo sconcertamento universale che si è fatto sentire recentemente nelle relazioni commerciali di tutti i popoli inciviliti.

Queste sono cose momentanee o di piccola influenza nel complesso delle considerazioni o delle cifre che riposano in generale sulle medie stabilite sopra una lunga serie di anni. Nel riferirle, noi non temiamo che i rapporti che vi sono indicati siano attualmente alterati.

Prima di enunciarle, bisogna osservare che i dati ci mancano intieramente per ciò che riguarda la produzione dell'interno dell'Africa, dell'Asia centrale, del Tunquin, della China e del Giappone; paesi di cui alcuni sembrano assai ricchi in miniere d'oro.

2702. Relativamente ai paesi noti, il signor de Humboldt osserva che il rapporto dell'oro coll'argento è presso a poco eguale nell'antico e nel nuovo continente. In

America è da 1 a 46; in Europa, compresa la Russia Asiatica, da 1 a 40.

L'illustre viaggiatore tenta in seguito di valutare la massa dei metalli preziosi che il nuovo continente ha versato sul globo; ed arriva ai seguenti risultamenti.

Valore dell'oro e dell'argento ricavato dalle miniere d'America dal 1492 sino al 1803.

Registrati	{	Colonie spagnole	21,184,569,000
		id. portoghesi	3,593,856,000
Non registrati	{	Colonie spagnuole	4,284,000,000
		id. portoghesi	897,750,000

29,960,175,000 fr.

Questa valutazione sufficientemente esatta, per ciò che riguarda i metalli registrati, non è che approssimativa pei metalli non registrati, versati in commercio di contrabbando. È difficile di giungere ad una conoscenza più esatta di questa ultima somma, di cui il signor de Humboldt ha discussi gli elementi parziali colla maggior diligenza, e tenendo conto di tutte le circostanze locali che hanno tanta influenza in simili casi.

Bisogna valutare ora l'oro e l'argento di già estratto, che i conquistatori hanno trovato nel Nuovo Mondo, e di cui essi si sono impossessati. Il signor de Humboldt dietro vaste ricerche, si trova condotto a ridurre questa somma ad una cifra che si troverà assai modica, se si ha riguardo all'impressione generale rimasta in tutti gli animi, dietro la lettura di alcune opere relative alla conquista dell'America. Non fa ascendere il valore di essi che a circa 131,000,000 di franchi.

2703. Ecco ora, come il signor de Humboldt valuta la distribuzione di questi valori alla superficie del globo.

Bottino dei conquistatori
dell'America 131,250,000 fr.

Prodotti delle miniere Americane
dal 1492 al 1803 29,960,175,000 fr.

Totale 30,091,425,000

È rimasto in America. 803,250,000

Passato direttamente in Asia. 698,250,000

Versato in Europa 28,589,925,000

Totale 30,091,425,000

PRODUZIONE E MOV. DEI MET. PREZIOSI. 373

Se si cerca ora che sia divenuto di questi 28 miliardi importati in Europa, si è costretti ad ammettere che hanno subito una riduzione assai considerevole. Forbonnais ha cercato in altri tempi, dimostrare che la metà di questa somma era stata assorbita dal commercio colle Indie e col Levante; che il quarto era scomparso colle fusioni, l'estrema divisione in ornamenti, cc. e che l'ultimo quarto formava da solo la massa circolante allora in Europa in numerario. Lo valutava a 2,500,000,000 di franchi.

Secondo il signor de Humboldt, questa massa formava una somma di 8,603,000,000, ciò che ne differisce poco, quantunque le basi dei calcoli siano assai diverse. Per dare un'idea generale di questo movimento, stabiliremo qui la bilancia approssimativa di un anno medio, dietro i dati riuniti e discussi dal signor Humboldt.

		Somme versate in Europa. Id. escite.
Fornite	dall'America . . .	228,375,000 fr. »
	(dall'Europa e dalla Siberia . . .	21,000,000 »
Totale delle somme versate		249,375,000 fr.

Assorbite dall'Asia, commercio di Levante.	21,000,000
Id. Via del Capo di Buona Speranza.	91,875,000
Id. Via di Kiachta e di Tobolsk.	21,000,000
Scomparse per le fusioni e la conversione in vasellame ed in ornamenti . . .	31,500,000

Totale delle somme escite di circolazione 165,375,000
Aumento annuale del numerario . . . 84,000,000

2704. Gli effetti di questa accumulazione non sono sensibili; poichè il capitale dell'Europa non si accresce che di 1 per 100 all'anno; e siccome la popolazione aumenta, e la massa delle mercanzie in circolazione si accresce con essa, si può credere che il prezzo del grano espresso in numerario sia fissato per lungo tempo. È vero che ha triplicato quasi subitamente tra il 1570 ed il 1595 epoca memorabile nei fasti del commercio; ma l'effetto prodotto dall'attivazione delle miniere del Nuovo Mondo sembra essersi reso stazionario nel 1636.

Ma ciò basti per le idee generali, e passiamo ad occuparci della Francia in particolare, il cui numerario è valutato al terzo od al quarto di quello dell'intera Europa.

2705. Noi abbiamo riunito nei prospetti seguenti i risultamenti pubblicati dall'Amministrazione delle Do-

gane concernenti i movimenti annui dei metalli preziosi. Mille cause si oppongono all'esattezza delle indicazioni in simile materia; per cui non si deve contare in modo assoluto sopra fatti di questa natura.

Se si avesse riguardo al complesso di questi risultati, sembrerebbe che l'importazione dei metalli preziosi in Francia si sia innalzata in questi ultimi anni, ad una cifra assai superiore a quella della esportazione.

Abbiamo dimostrato che i metodi di affinazione in uso attualmente in Francia, vi hanno fatto nascere una industria che si esercita sopra capitali notabilissimi. Il movimento dei metalli preziosi, che ne è risultato, viene ancora a sconcertare tutte le conseguenze economiche che potrebbero essere dedotte dalle cifre riunite in questo prospetto.

Per tale motivo, bisogna considerarle come unicamente atte a dare qualche indicazione, senza che si possa dedurne delle idee generali assolute.

Argento.

Importazione.			Esportazione.		
	In liogotti.	Monetato.		In liogotti.	Monetato.
1819	2,646 k.	258,352 k.		"	374,675 k.
1822	343,369 220	378,748 520	1,069	700	88,894
1823	170,242 240	466,719	2,104	000	60,309
1824	237,743 528	484,042 690	497	400	90,446 024
1829	181,615 897	441,007 950	21,588	039	101,112 996
1830	220,422 335	639,583 140	9,764	800	97,332 231
1831	212,744 149	766,118 825	21,475	950	53,965 390
	1,370,833 369	3,434,572 125	56,499	889	866,734 641
					k.
In sette anni	Importazione	Liogotti	1,370,833 369	4,805,405 494	
		Monetato	3,434,572 125		
	Esportazione	Liogotti	56,499 889	923,234 530	
		Monetato	866,734 641		
L'importazione eccede l'esportazione di 3,882,170 964					

PRODUZIONE E MOV. DEI MET. PREZIOSI. 375

Oro.

	Importazione.		Esportazione.	
	In lingotti.	Monetato.	In lingotti.	Monetato.
1819	2,234 k.	9,479 k.	"	4,646 k.
1822	3,644 190	10,367 450	3,813 600	8,721 670
1823	1,801 824	22,485 640	16,480 328	14,000 600
1824	4,757 935	28,270 283	16,141 605	4,976 475
1829	3,244 165	4,261 315	12,377 230	1,583 850
1830	4,704 572	11,283 445	7,619 006	5,106 950
1831	2,380 448	5,133 660	2,914,580	1,598 755
	23,267 134	91,280 793	59,346 349	40,657 300

In sette anni	{	Importazione	{ Lingotti 23,267 134	{	111,547 927	k.	
			{ Monetato 42,280 793				
	{	Esportazione	{ Lingotti 59,346 349		{		99,983 649
			{ Monetato 40,037 300				
L'importazione eccede l'esportazione di					14,561 278		

Billon.

	Importazione.	Esportazione.
1820	4,221 k.	"
1821	5,386	"
1822	10,889	62
1823	14,762	620
1824	32,781	657
1829	88,926	"
1830	107,285	"
1831	84,308	"
	348,556	1339

In otto anni	{	Importazione	348,556 k.
		Esportazione	1,338

Si dà il nome di *billon* alle monete o materie d'oro e d'argento che essendo ad un titolo inferiore al legale, non servono che per essere rifuse.

2706. Per rendere più paragonabili questi diversi prospetti, si è riunito nel prospetto seguente ciò che concerne l'oro o l'argento in moneta o in lingotti, trasformando tutte le quantità d'oro e d'argento riunite, in valori. Non è un valore reale che si è voluto esprimere; ma essendo lo stesso valore convenzionale adottato per le materie importate ed esportate, il risultamento generale sarebbe esatto, se le notizie avessero la necessaria precisione.

Dobbiamo ripetere ancora che la stessa amministrazione, li considera come molto incerti per motivi facili a vedersi, ma tra essi deve figurare specialmente la cura del commercio marittimo di mascherare il numerario che fa parte dei carichi per evitare di farlo figurare sui manifesti che gli accidenti di mare espongono a cadere nelle mani dei furfanti.

Valori delle materie d'oro e d'argento in lingotti o monete.

	Importazione.	Esportazione.
1819	87,521,489	88,171,034
1820	109,872,796	89,742,053
1821	126,311,000	176,694,083
1822	185,961,273	56,468,974
1823	200,531,428	106,498,106
1824	244,282,108	83,191,840
1825	251,424,068	134,648,066
1826	173,477,053	174,642,151
1827	68,869,018	31,471,931
1828	208,101,075	28,571,564
1829	147,041,209	66,423,453
1830	211,965,446	59,597,474
1831	219,824,919	28,628,273
	2,243,282,582	1,124,749,002

In tredici anni { l'importazione di materie d'oro ed argento in lingotti e argento monetato è valutata a 2,243,282,582
 { L'esportazione 1,124,749,002
 Ciò che dà un eccedente in importazione di 1,118,533,580 fr.

Questo risultamento definitivo fa nascere dei dubbi sui dati cui è basato, poichè non si saprebbe ammettere ragionevolmente che la massa dei metalli preziosi si sia accresciuta in Francia in tredici anni del valore di più di un miliardo. Se la cosa fosse tale, il deprezzamento dei metalli preziosi procederebbe avanti assai più rapidamente. Tutto ciò esigerebbe come si vede, uno studio diligente, e certamente il soggetto è degno dell'attenzione degli economisti.

2707. Per completare queste notizie, daremo il prospetto delle importazioni e delle esportazioni relative alle

PRODUZIONE E MOV. DEI MET. PREZIOSI. 377
 opere di orificeria o ai ritagli di orifici; si osserverà però che i lavori sono prodotti dell'industria, mentre i ritagli sono materia prima, una specie di minerale destinato al trattamento.

OPERE D' ORO E D' ARGENTO.

Importazioni.

	Lavori d'orefice in bijouterie d'oro e d'argento.	Rottami d'orefice	Totale per anno
	Franchi	Franchi	Franchi
1819	36,510	"	36,510
1820	63,125	99,990	163,115
1821	33,528	166,056	199,584
1822	47,830	149,127	196,957
1823	31,384	100,485	131,869
1824	53,781	163,033	221,814
1825	188,906	2,326,710	2,515,616
1826	76,195	233,043	309,238
1827	43,221	815	44,036
1828	93,513	2,697,105	2,789,618
1829	129,121	1,227,540	1,356,661
1830	134,495	4,474,440	4,608,935
1831	82,113	2,137,830	2,219,943
Totale	1,012,722	13,781,174	14,793,896

Esportazioni.

	Lavori d'orefice vermeil, e bijouterie d'oro e d'argento.	Ritagli d'orefice	Totale per anno
1819	6,895,608	"	6,895,608
1820	5,051,400	570	5,051,970
1821	6,179,090	990	6,180,080
1822	3,849,601	7	3,849,608
1823	3,670,021	"	3,670,021
1824	3,865,302	"	3,865,302
1825	4,483,356	"	4,483,356
1826	5,324,731	"	5,324,731
1827	2,882,220	"	2,882,220
1828	3,569,424	"	3,569,424
1829	3,310,943	"	3,310,943
1830	2,300,771	"	2,300,771
1831	1,597,511	"	1,597,511
Totale	52,979,702	1,567	52,981,269.

Sotto un certo rapporto conviene distinguere in questi due ultimi prospetti, i prodotti lavorati dalle nostre fabbriche, dalle materie prime che in parte le alimentano. Laonde bisogna stabilire il conto o bilancio nel modo seguente :

Prodotti lavorati — Esportazione 52,979,702.
Importazione 1,012,722.

51,966,980.

Ciò che rappresenta un eccedente annuo di circa 4,000,000 in favore della esportazione.

Ritagli di orificie — Importazione 13,781,174
Esportazione 1,567.

13,787,607.

Ciò che rappresenta una importazione annua di circa 1,000,000 per questa materia prima, che viene ad unirsi a quella che risulta dai lavori dei nostri orifici e bijout-tieri, per essere trattata come un vero minerale d'oro e d'argento.

2708. Finalmente per la perfezione sempre crescente dei preziosi prospetti pubblicati dall' amministrazione delle Dogane, si può ora stabilire in modo esatto le diverse destinazioni dei prodotti esportati. Daremo qui questo prospetto per l'anno 1831. Non si sono comprese in esso le colonie francesi, quantunque l'esportazione vi sia considerevole, perchè il monopolio vi è assicurato per le nostre fabbriche.

Destinazione	Orificeria		Bijoux d'oro	Oro		Plaques
	d'oro	d'argento		battuto in fili laminato	filato sulla seta	
Belgio	357	16,217	39,464	389,250	106,400	165,120
Inghilterra	2,108	24,882	45,974	9,800	19,000	108,590
Spagna	1,530	21,492	50,090	105,000	...	227,610
Sardegna	11,819	8,952	35,621	139,500	283,438	281,160
Svizzera	9,085	172,490	30,360	238,470	49,250	113,830
Germania	14,499	112,910	89,049	523,500	13,350	184,050
Turchia	"	219,060	11,532	24,000	1,500	150,240
Egitto	46,168	3,355	500	...	2,000	8,690
Stati Uniti	12,208	58,601	67,796	18,000	1,750	210,220
Messico	4,073	22,901	67,240	...	...	116,100
Altre località	30,582	36,620	258,603	89,400	122,375	1,499,870
Totale	133,420	727,480	696,239	1,536,120	599,063	2,054,480.

Si porrà mente in questo prospetto alla cifra elevata dalla esportazione del *plaque*, che, tra tutte le materie

PRODUZIONE E MOV. DEI MET. PREZIOSI. 379
è quella in cui il valore dovuto alla mano d'opera è
il maggiore relativamente a quello della materia prima.

CAPITOLO XVII.

FABBRICAZIONE DELL' OTTONE.

Observation sur le cuivre jaune; del signor Chaudet, Ann. des mines, serie 1. t. III, p. 82.

Mémoire sur les alliages de cuivre et de zinc; del signor Cooper; Ann. des mines, serie 1. t. III, p. 65.

Mémoire sur l'emploi de la blende dans la fabrication du laiton; del signor Boucher; Ann. des mines, serie 1. t. III, p. 227.

Essais sur l'emploi de la blende dans la fabrication du laiton; del signor Berthier; Ann. des mines, serie 1. t. III, p. 345.

Rapport au conseil des mines sur l'état des fabriques de laiton; Ann. des mines, serie 1. t. III, p. 377.

Analyse des principaux produits de la fabrication du laiton; au moyen de la calamine et de la blende; del signor Berthier; Ann. des mines, serie 1. t. III, p. 461.

Procédés employés a Stolberg pour la fabrication du laiton; Journal des arts, t. II, p. 12.

Comparaison du laiton de France ed du laiton Anglais; Journal des arts, t. III, p. 300.

Procédé pour perfectionner le laiton; Journal des arts, t. II, p. 392.

2709. Si è di già fatto conoscere la proprietà e la composizione dell'ottone; ma l'importanza di questa lega rimarchevole esigea un capitolo speciale per la sua fabbricazione, che del resto ha grande relazione coi processi metallurgici sotto tutti i rapporti.

L'ottone propriamente detto è una lega di rame e di zinco, ma entra qualche volta un poco di piombo nella sua composizione.

In lega collo zinco, il rame prende un color d'oro; conserva della duttilità, a freddo; può ridursi in fili finissimi, in lamine ed anche in fogli; resiste meglio all'azione dell'aria umida, e prende più difficilmente il verde di rame; finalmente è più fusibile che allo stato di purezza.

Oltre a questi vantaggi, che sono di già assai notabili, l'ottone ne offre un altro ed è di essere men caro

del rame. Tutte queste circostanze spiegano sufficientemente l'importanza della sua fabbricazione.

Gli usi dell'ottone sono ben noti. Si modella facilmente, e serve così a produrre molti attrezzi, ornamenti, strumenti di fisica e di chimica, pezzi di macchine, ecc. Laminato e ridotto in foglie, entra nel commercio, in lastre più o meno grosse che servono ai lavori di calderiaio o in fogli sottili che portano il nome di *clinqant*. L'ottone in fili è adoperato direttamente in molte circostanze, serve anche a formare le spille.

2710. Le materie atte a fornire lo zinco, che si adopera per la fabbricazione dell'ottone sono, 1.° lo zinco metallico stesso; 2.° la *calamina*; 3.° il *Kiess* o *cadonia* degli alti forni; 4.° la blenda torrefatta. Il rame adoperato in questa fabbricazione è d'ordinario allo stato di *rame rosetta*. Si introduce in oltre nella composizione, ed in quantità variabili, *mitraglia*, o rottami di attrezzi d'ogni sorta, di rame rosso e di rame giallo.

La calamina deve essere preventivamente torrefatta, indi ridotta in polvere finissima. Si riduce a questo stato frantumandola sotto due grandi macine in un mulino simile a quelli per l'olio; in seguito viene stacciata.

La scelta della calamina esige alcune precauzioni. Questa sostanza contiene spesso del silicato di zinco, che non si riduce alla temperatura dei forni da ottone. Si potrebbe senza dubbio rimediare a questo inconveniente coll'aggiunta di una dose conveniente di calce o di carbonato di calce in miscuglio. Il signor Berthier ha dato le analisi seguenti della calamina della *Vieille Montagne*, adoperata all'officina di Iemmapes.

	Calamina mal torrefatta.	Calamina eccellente.	Calamina ordinaria.
Ossido di zinco . . .	66,0	69,0	64,7
Ossido di ferro . . .	2,9	7,4	8,3
Acqua ed acido carbonico.	28,5	0,2	7,2
Silice o sabbia . . .	2,6	22,0	19,5
	100,0	98,6	99,7

Se tutta la silice fosse allo stato di silicato, quasi tutto l'ossido di zinco sarebbe garantito dalla riduzione nella seconda e terza varietà. Ma la cosa non è intieramente in questo stato; la perdita è però assai grande, come si vedrà in seguito.

Si torrefa la calamina in mucchi piramidali o entro forni, come quando si tratta di estrarne lo zinco.

Si raccoglie il *kies* (1790) in molti alti forni; questa è una materia analoga alla calamina torrefatta, ma assai più ricca; contiene un poco di piombo, ed è perciò attissima a migliorare la qualità dell'ottone. Si prepara il *kies* come la calamina, vale a dire, si staccia dopo passata sotto la macine.

Il rame rosetta di Drontheim passa per uno dei migliori che si possano adoperare per fabbricare l'ottone. Contiene un poco di piombo, e non contiene d'altronde nè zolfo nè stagno. La sua grande porosità favorisce in oltre la formazione dell'ottone.

La *mitraglia* rossa può essere sostituita al rame rosetta; si è riconosciuto che aveva la proprietà di rendere l'ottone secco.

La *mitraglia* gialla (2179) è un ottone vecchio alterato dal piombo, dallo stagno, dall'argento, dal ferro, ecc. Ha ancor essa la proprietà di fornire dell'ottone secco.

2711. Siccome col mezzo della calamina non si può introdurre nell'ottone più di 27 a 28 centesimi di zinco, così si è obbligati di aggiungere una certa quantità di zinco metallico che si immerge nella materia fusa, qualche momento prima di colarla.

Si usa anche di fare due operazioni, per preparare l'ottone; nella prima, si ottiene una lega che non contiene che 0, 20 di zinco, e che si chiama *arcot*; nella seconda si combina all'*arcot* una nuova dose di zinco per trasformarlo in ottone. Le manipolazioni che esigono queste operazioni sono identiche, e si fa a piacere nello stesso forno dell'*arcot* o dell'ottone.

Questa divisione nella fabbricazione dell'ottone è non solo inutile, ma occasiona grandi spese di combustibile e di mano d'opera che possono essere evitate. Basta, come si è detto, aggiungere la quantità di zinco metallico alla fine dell'operazione sufficiente per completare la composizione, e che non ha potuto essere fornita dalla calamina.

Il *Kies* o la blenda torrefatta presentano gli stessi fenomeni della calamina. Queste materie non possono fornire dell'ottone commerciabile senza aggiungervi dello zinco.

Da qualche anno l'attività che hanno prese le officine di zinco ha reso più facile e più utile la fabbricazione diretta dell'ottone. È probabile che i processi basati sull'uso degli ossidi, qualunque ne sia l'origine, scompariranno da per tutto, per far luogo al processo diretto.

Questo processo, attivato da prima in Inghilterra, è stato adottato per le nostre officine. Laonde l'importazione della calamina che lo alimentava, è ad un di presso ridotta al nulla in oggi.

2712. La fabbricazione dell'ottone si eseguisce entro crociuoli disposti in un forno la cui forma ha subito pochi cangiamenti, dopo che quest'arte ha preso qualche importanza.

I forni (Tav. 59) hanno la forma di una volta o di un forno da pane, schiacciato ed aperto nella parte superiore p ; la loro altezza è eguale al loro diametro; è di circa 15 decimetri. L'aia è formata di una lastra di ghisa k con undici buchi e ricoperta di uuo strato di argilla refrattaria m , molto battuta, e grossa alcuni centimetri. Ad ogni buco si adatta un bucolare l di ghisa, di 6 a 7 centimetri di diametro, che si innalza appena al di sopra dell'aia; si è per questi bucolari che l'aria necessaria alla combustione si introduce nel forno, e che i piccoli carboni cadono nel ceucraccio che si trova sotto la lastra di ghisa. L'apertura che trovasi nella parte superiore è circolare ed ha tre o quattro decimetri di diametro; è guernita di una coroua di ghisa. La si chiude a volontà con una lastra di terra cotta, grossa due o tre centimetri; si è per questa apertura che si introducono i vasi nei forni, che si estraggono, ecc.

Diversi forni sono addossati, ed ordinariamente disposti sopra una sola linea, e sotto una stessa cappa di cammino.

Ogni forno contiene otto vasi la cui capacità è tale che possono contenere insieme la quantità di materia necessaria per produrre 50 o 60 kil. di ottone. Si usa grande diligenza nella scelta delle argille destinate a fabbricare i vasi o crociuoli. In generale bisogna servirsi di quelle il cui uso pei crociuoli delle vetrerie ne ha dimostrato la buona qualità. Bisogna d'altronde fabbricarli dietro gli stessi principii e colle stesse precauzioni. Questi vasi durano qualche volta sino a 6 settimane, a termine medio servono per quindici giorni.

2713. Quando l'ottone è formato e ben fuso, si cola o in lastre, od in lamine di diversa grandezza, tra due lastre di granito, mobili l'una sull'altra. Per ogni forno si hanno d'ordinario tre paia di pietre.

Ogni forma è composta di due pietre piatte rettangolari, poste l'una sull'altra e conservanti tra loro un intervallo determinato da aste di ferro che formano un

telaio nel quale si cola l'ottone. Sopra uno dei lati della forma, questo telaio è interrotto per l'introduzione del metallo. Avanti a questa interruzione si dispone un canale d'argilla che rende più facile la colata.

La pietra inferiore è collocata sopra per travi, la pietra superiore è assicurata con traversi e con galletti. Col mezzo di un verricello si innalza a volontà la pietra superiore, ed al bisogno tutte due le pietre.

La qualità delle forme è di un grande interesse. È una specie di granito, procedente dalle cave di Basanches rimpetto al monte s. Michele quello che si adopera comunemente. Queste pietre hanno bisogno di resistere all'impressione del calore del metallo incandescente senza fendersi e senza calcinarsi. Se ne riveste la superficie con uno strato d'argilla, che deve essere più sottile che sia possibile e ben unito. Prima di colare l'ottone in queste forme, lo strato argilloso, essiccato al principio all'aria, viene cotto ad un fuoco di carbone. La prima colata dà ciò non ostante una lastra d'ottone guastata da bolle, ma questo difetto scompare nelle successive. Si possono colare 20 lastre prima di rinnovare l'investimento argilloso. Non si abbrucia nei forni che del carbon fossile, quantunque si credesse per molto tempo, che l'uso di questo combustibile rendesse l'ottone aggro e fragile. Per lavorare l'ottone richiedesi del carbon fossile grasso e forte; è anche necessario di adoperarne una certa quantità di grossi pezzi; ciò non ostante, siccome questa è più cara del carbon fossile minuto, così si può sostituirvi in gran parte delle palle fatte con polvere impastata con acqua nella quale siasi sciolta un poco d'argilla.

2714. Quando il forno contiene i vasi vuoti, ed è riscaldato a rosso, un operaio estrae uno di questi vasi, ed un altro operaio lo riempie fino all'orlo di un miscuglio preparato in prevenzione di calamina e di carbone; indi vi fa penetrare a colpi di martello dei pezzi di rosetta o di *arcot* in questa materia, e si ricopre con qualche manata di miscuglio calaminare. Il primo operaio rimette il vaso nel forno, e ne estrae un altro, che si carica nella stessa maniera, e così successivamente sino a che siano tutti ripieni. La quantità di materia che gli otto vasi contengono chiamasi *presse*; si dà lo stesso nome anche alla stessa operazione di una fondita.

Quando i vasi sono caricati, si gettano a mano nel forno dei pezzi di carbon fossile, in modo che i bucolari ne siano circondati ma non ingombrati; in seguito vi si

versa un mezzo ettolitro di carbon fossile minuto, e finalmente vi si introduce tre o quattro palle che si pongono a traverso di due vasi vicini. Si chiude il forno col suo coperchio, non lasciando che una apertura angusta, e si modera il calore per sei o sette ore.

A capo di questo tempo, i vasi e le materie che contengono sono di un rosso bianco; allora si rianima il fuoco, caricando il forno con mezzo ettolitro di carbon fossile, e si riscalda fortemente per alcuni istanti. Il vapore di zinco compare ben tosto, ciò che indica che incomincia la fusione e la riduzione; si rallenta allora un poco il fuoco affinchè il rame non si fonda troppo rapidamente e che, attraversando goccia a goccia il vaso in tutta la sua altezza, si trovi per lungo tempo esposto all'azione dello zinco fuso od in vapori. In dieci ore circa l'operazione è terminata.

Un operaio estrae allora dal forno il più grande dei vasi che vi si trova, e lo pone sulla riva di una fossa destinata a ricevere tutte le materie che ricoprono la lega metallica. Si estrae un secondo vaso, che si sbarazza di tutti i minuti carboni, si versa tutto ciò che contiene nel grande vaso, e si continua in questa maniera con tutti i vasi. Uno dei mastri fonditori prende un cucchiaino di ferro, attaccato ad un lungo manico di legno, e con questo istrumento, discopre il metallo; raschia l'interno del vaso per distaccarvi tutto ciò che vi può essere aderente, e leva via la schiuma solida che si forma alla superficie del bagno; quando questo è ben netto, si procede a colare.

Si cola l'*arcot* o tra due pietre, od in una fossa destinata a questo uso. In quanto all'ottone, si cola sempre tra le pietre, o in lastre od in lamine; si levano via le bave dei pezzi, si *sbarbano*, e si portano alle forbici per separarne le parti difettose, e per dividerli in pezzi di dimensione conveniente.

Una fusione o *presse* dura dodici ore.

2715. Una *presse* d'*arcot* consta di 30 kil. di rosetta qualche volta mescolata con mitraglia rossa; 30 kil. di calamina o di un miscuglio di 20 calamina e di 10 di kiesel e di 16 kil. di carbone di legna in polvere. Si ottiene a termine medio 37 kil. d'*arcot* in pezzi, e mezzo kil. di grani che si estraggono dalle ceneri colla lavatura. Dal che ne segue che questa lega è composta di 0,80 di rame, e 0,20 di zinco con un poco di piombo e di stagno, e che la calamina produce nell'operazione circa il quarto del suo peso di zinco.

Ottenuto l'*arcot*, si procede alla sua conversione in ottone.

Si adoperano due composti differenti per fare l'ottone. Il primo è usato quanto si vuole che questa lega sia secca, atta ad essere intornita, e colla proprietà di lasciarsi fondere, segare e forare senza rompersi; si cola allora in grandi lastre o in lunghe liste grosse sette linee, dette *Bandeda filo*. La seconda si adopera quando si destina l'ottone a fabbricare dei fili finissimi e delle spille; deve essere allora assai duttile e tenace, ma, nello stesso tempo è *grassa*, vale a dire si staccia e impasta l'attrezzo quando si vuole tagliarla. Si taglia in lunghe liste, chiamate *lastre ordinarie* o *liste da spille*.

In una fusione di bande da filo entrano:

- 12 kil. rame giallo;
- 9 di mitraglie gialle;
- 20,5 d'*arcot*;
- 30 del miscuglio di calamina e di kiess;
- 16 di carbone di legna.

In oltre, quando la materia è ben fusa e riunita in un solo vaso, vi si aggiunge 3 kil. di zinco metallico in pezzi. L'ottone che si ottiene pesa, comprendendo il prodotto delle lavature, 51 kil. Questa lega contiene presso a poco 0,654 di rame e 0,346 di zinco, e piombo e stagno, e la calamina rende tanto metallo quanto nella preparazione dell'*arcot*.

Per una fusione di lastre da spille si adopera:

- 15 kil. rame rosetta;
- 5 di mitraglia gialla;
- 20 d'*arcot*;
- 30 di miscuglio di calamina e di kiess;
- 16 di carbone.

Si aggiunga inoltre al bagno metallico

- 4 kil. di zinco in pezzi.

Si suppone che il prodotto è pure di 51 kil.; ma, siccome le bave e i grani vengono rifusi nelle fondite delle bande da fili, così si ignora quale è quella delle due composizioni che dà maggior prodotto.

2716. Le schiume dell'*arcot* o dell'ottone, contengono dei chiodi, dei frammenti di filo di ferro, ecc. che procedono dalle *mitraglie*; nel residuo delle lavature si trovano molti piccoli grani metallici ferruginosi, che devono indubbiamente la loro origine all'ossido di ferro contenuto nella calamina e nel kiess. Il ferro non si combina dunque coll'ottone, ed in fatti, non si scopre alcuna

traccia di esso coll' analisi. Ciò non ostante il sig. Berthier, a cui si devono queste osservazioni, osserva che, se il ferro è molto diviso, se non si lasci il bagno a lungo in riposo, e non si schiumi con diligenza, l'ottone può contenere un poco di ferro allo stato di semplice miscuglio. La presenza di questo metallo nuoce molto alla sua qualità; per cui i meccanici si lagnano di incontrarvi qualche volta dei nodi durissimi che guastano i loro attrezzi.

La fabbricazione dell'ottone non produce scorie, ma il metallo in fusione è ricoperto di una sabbia, composta di tutte le materie straniere all'ossido di zinco contenente nella calamina e nel kiess. Queste materie non sono fusibili al calor bianco nascente, che è la temperatura dei forni da ottone. Si incontrano in oltre nei crociuoli dei frantumi di carbon fossile carbonizzato, dei residui di carbone di legna, ecc.

Si lavano tutte queste sostanze con un processo semplicissimo, per estrarne i grani metallici che contengono. Si incomincia coll'agitarle in una botte con acqua; le sostanze pietrose e metalliche si precipitano prontamente; versando via il liquido con precauzione, vengono trasportate con esso le materie carbonose. Si fa passare la sabbia, che ha subito questa operazione, attraverso ad un cribro metallico in un tino pieno d'acqua; rimane sullo staccio dei pezzi di pietra e dei grossi graui di ottone, che si separano a mano; in seguito si lava la sabbia col solito processo.

Questa lavatura si fa in uno staccio circolare, munito di due manichi, e a fili metallici; si pongono degli strati di grane grosse sopra questo staccio; indi uno strato di sabbia; l'operaio, tenendo lo staccio pei manichi, lo immerge orizzontalmente nell'acqua e lo scuote dolcemente. Lo estrae in seguito tenendolo sempre orizzontalmente, e con un disco di ferro estrae lo strato superiore di sabbia, che non contiene più particelle metalliche. Mette un letto di nuova sabbia, che lava nello stesso modo, e continua in questa maniera fino a che lo staccio sia abbastanza caricato. Finalmente, perfeziona la lavatura, immergendo a diverse riprese lo staccio nell'acqua, e levando via le parti terrose che salgono alla superficie.

Si trovano spesso tra i grani di ottone, dei chiodi, e dei pezzi di filo di ferro, non che dei grani ferrosi, di cui si è già parlato. Essi subiscono un grau culo colla

rifusione. Una fusione di ottone produce $1\frac{1}{2}$ o $3\frac{1}{4}$ di kil. di grani.

Le sabbie di rifiuto contengono una proporzione considerevole d'ossido di zinco siliceo che non è riducibile al calore impiegato.

Ecco l'analisi dei grani fatta dal sig. Berthier.

Ottone	67
Ferro	23
Sabbia o silicato di zinco	10

100.

Il ferro non è in combinazione, ma per la maggior parte almeno, in grani distinti ed allo stato di semplice miscuglio.

L'analisi della sabbia di lavatura, egualmente dovuta al sig. Berthier, fa conoscere i difetti inerenti all'uso delle calamine silicee, risultandone la necessità di distruggere il silicato di zinco o di prevenire la sua formazione coll'uso di una base petente. Queste sabbie contengono in fatti:

Silicato di zinco	Silice	18,3
	Ossido di zinco	47,7
	Ferro	7,8
	Ottone	2,0
	Piombo	0,5
Sabbia		23,7

100,0

Siccome queste sabbie trattate cogli acidi lasciano indietro della silice gelatinosa, così non si può mettere in dubbio lo stato di combinazione della silice.

2717. Le dosi delle materie per la fabbricazione dell'ottone variano secondo la natura del processo e quella delle materie stesse. Ecco i miscugli stati indicati dal sig. Berthier.

Nell'antico processo, che consiste a formare da prima dell'*arcot*, facendo uso d'altronde di calamina torrefatta, si consuma per ottenere 100 kil. di ottone.

Rame rosetta . . .	57	66 kil.
Mitrailles gialle . .	13,7	0
Calamina . . .	91	103
Carbone di legna . .	50	56
Zinco	7	8
Carbon fossile . . .	350	350

Crociuoli.

1

1

Quando si sostituisce alla calamina il kiess o la blenda torrefatta, producendo dell' *arcot*, come nell' operazione precedente, si consuma.

Rame rosetta.	57	65
<i>Mitrailles</i> gialle	13,7	0
Kiess o blenda torrefatta .	75	85
Zinco	7	8
Carbone di legna	40	45
Carbon fossile	340	340

Crociuoli. 1 1

Il consumo di combustibili e di crociuoli diminuisce molto come anche la mano d'opera, se in luogo di incominciare a fabbricare l'*arcot*, si produce l'ottone addirittura. Si può valutare in questo caso il consumo nel modo seguente:

Rame rosetta	57	65	Kiess o blen.	57	65
<i>Mitrailles</i> gialle	13,7	13,7	torrefatta	13,7	0
Calamina	60	70		50	57
Zinco	16	18		12	13
Carbone di legna	31	36		31	36
Carbon fossile	200	200		200	200

Crociuoli 2/3 2/3 2/3 2/3

L' economia aumenta sotto tutti i rapporti quando si sostituisce lo zinco metallico all'ossido di questo metallo. In questo caso, si fa in ogni forno una quantità di ottone doppia al meno, in 24 ore, di quella che si ottiene coll'antico processo, supponendo che si faccia dell' *arcot* prima di ottenere l'ottone. Il sig. Berthier determina in questo processo diretto, i consumi come segue:

Rame rosetta	57	65
<i>Mitrailles</i> gialle	13,7	0
Zinco	32	37
Carbone di legna	12	12
Carbon fossile	100	100

Vasi 1 1

In tutti i casi in cui le sostanze adoperate non sono abbastanza cariche di piombo, bisogna aggiungere 1, 5, o 2 kil. per 100. kil. d'ottone, quando l'ottone non è destinato alla trafilatura.

2718. Per completare le predette notizie, diremo qualche cosa dei processi seguiti negli altri paesi.

Ad Holywell in Inghilterra, si polverizza e si lava la

calamina per separarne il piombo, che vi si trova mescolato in grande quantità, indi si calcina sopra un'aia di mattoni, larga e poco profonda posta al di sotto d'un forno riscaldato a rosso, e si rimescola spesso. In alcuni luoghi si calcina in coni formati di strati alternanti di minerale e di carbone che riposano sopra un letto di legna grossa. La calamina calcinata è macinata sotto una pietra da mulino, e nello stesso tempo mista con un terzo od un quarto del suo peso di carbone di legna.

I crocioli vengono riempiti colla calamina mista di carbone e di rame rosso; qualche volta anche vi si mescola dell'ottone fuori d'uso; la maggior parte delle volte si granula tutto il rame e l'ottone, facendolo cadere a traverso di un cribro in una vasca piena d'acqua, come si usa col piombo. Si riempiono i crocioli di carbone in polvere, si coprono, e si lutano i coperchi con un miscuglio d'argilla e di sterco di cavallo.

Ad Holywell, si riscalda presso a poco per 24 ore; in altri luoghi, l'operazione non dura che dodici ore; ciò dipende dalla natura del minerale, dalla grandezza del forno, ecc. Verso la fine una parte dello zinco ridotto, e che non si è trovato in contatto col rame, passa a traverso alle fenditure del luto, ed abbrucia attorno ai vasi, colla fiamma azzurra ed il fumo bianco e denso che caratterizzano questo metallo.

Il più delle volte si distribuiscono nei crocioli 40 libbre di rame, 60 di miscuglio di calamina e di carbone, e si ottengono 60 libbre di ottone. Dietro ciò, l'ottone conterebbe 0,33 di zinco, e la calamina ne produrrebbe tanto, ciò che è molto considerevole.

Il processo che si è descritto è quello in uso con alcune modificazioni locali, nella maggior parte delle fabbriche in Inghilterra.

In Sassonia, si fabbrica l'ottone colla cadmia che si raccoglie nei forni a riverbero, che servono a torrefare le miniere di piombo miste di zinco, e non colla calamina; secondo Swedenbourg, si adoperano trenta parti di rame, quaranta o quarantacinque di cadmia, e due volte il suo volume di carbone di legna.

In Svezia, le proporzioni del miscuglio sono di trenta parti di rame rosso, venti a trenta di vecchio ottone, quaranta di calamina, con una quantità di carbone conveniente.

Il prodotto in ottone varia; ma non è spesso tanto considerevole quanto quello che si ottiene in Inghilterra;

si attribuisce questa differenza nei risultamenti in parte alla bontà della calamina, ed in parte a ciò che il rame, essendo ridotto in grani piccolissimi, offre al vapore di zinco una maggior superficie, che favorisce la combinazione.

Quasi tutti gli stati d' Europa possiedono delle manifatture d'ottone. Ve ne sono in Isvezia, in Sassonia, nel Tirolo, ecc. Le fabbriche di Namur e di Stolberg hanno servito a lungo alla maggior parte del consumo della Francia. In oggi, noi possediamo molte officine che producono dell'ottone di buona qualità. La fabbricazione dell'ottone si eseguisce in Inghilterra in officine analoghe a quelle del continente; sono esse numerose e considerevoli.

2719. Il consumo dell'ottone ha seguito in Francia il movimento progressivo generale che si osserva nella consumazione di tutti i metalli. Si stima che nel 1787 epoca in cui la Francia lo ritirava intieramente dal Belgio e dalla Prussia, ascendeva a 150,000 kil. soltanto. Nel 1817 si valutava il consumo totale a 1,750,000 kil. di cui 750,000 di fabbricazione francese. Quantunque il consumo abbia ancora aumentato, l'importazione è diminuita successivamente e si può in oggi considerarla come presso a poco nulla come risulta dal prospetto seguente :

	In masse lastre o stanghe	Laminato	In fili per spille	In fili per corde di istrumenti e ricami
1818	82,716	70,773	329,869	1717
1819	55,228	33,122	255,811	1560
1820	57,247	43,042	173,601	1983
1821	31,803	19,693	1,170	1983
1822	32,795	20,593	000	1722
1823	51,865	19,042	000	1442
1824	31,508	26,149	000	1353
1825	19,601	17,113	000	1951
1826	24,933	10,969	000	1878
1827	22,551	7,429	000	1613
1828	249,147	2,519	000	2273
1829	9,578	3,717	000	1954
1830	18,320	3,335	000	3277
1831	17,071	1,666	000	905

CAPITOLO XVIII.

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO.

Description de l'art de fabriquer les canons; del signor Monge. *Paris*, an 2.

Notice sur les fourneaux de Hanovre, pour fondre les canons; Voyage en Autriche; del signor Marcel de Serres, t. I, p. 458.

Résultats des expériences faites sur les alliages de cuivre, d'étain, de zinc et de fer, pour la fabrication des canons, et autres objets; del signor Dussaussoy; *Ann. de chim. et de phys.* t. V. p. 113 et 225.

Mémoire sur l'art de dorer le bronze; del signor d'Arcet; *Paris*, 1818.

Note sur la fabrication des médailles coulées; del signor Chaudet; *Ann. de ch. et de phys.* t. VI, p. 46.

Mémoire sur la fabrication des médailles de bronze; del signor de Puymaurin; *Paris*, 1823.

Notice sur la fonderie de canons de Toulouse; del sig. Senarmont; *Ann. des mines*, serie III, t. III, p. 231.

Sur les causes de dépérissement des bouches à feu; del signor Gay Lussac; *Ann. de ch. et de phys.*, t. VII, p. 389.

2720. Abbiamo di già detto altrove ciò che si deve intendere per *bronzo*, ed abbiamo fatto vedere che la lega nota sotto questo nome è di una composizione variatissima. Si crede generalmente che il bronzo sia un composto di rame e di stagno, ma questa definizione non è giusta che per la lega adoperata per la fabbricazione dei cannoni. Il bronzo delle campane, delle statue, delle medaglie, ed in generale quello adoperato nella fabbricazione degli oggetti d'arte, contiene d'ordinario ad un tempo del rame, dello stagno, dello zinco e del piombo. Finalmente i bronzi destinati alla doratura sono spesso ottoni puri, od almeno leghe quaternarie come le precedenti.

Si vede quindi che le dosi dei metalli, la loro scelta, non che il metodo della fabbricazione della lega, sono tutte cose che si devono far variare colla natura dei prodotti che si vogliono ottenere.

Si sono indicati gli usi del bronzo in quanto riguarda lo stato attuale delle arti; ma vi fu un'epoca in cui

questa lega veniva adoperata per oggetti pei quali ora si fa uso con vantaggio del ferro e dell' acciaio. Presso gli antichi, che sapevano fabbricare assai bene e lavorare questa lega, serviva essa per fare degli strumenti da taglio, degli attrezzi, delle armi e molti altri oggetti che fatti di ferro o d' acciaio sono ad un tempo meno cari e più adattati per la loro destinazione. Gli antichi fabbricavano il bronzo come noi, solo che la loro industria poco avanzata, non permetteva loro di ottenerlo egualmente costante nelle proporzioni. Essendo meno perfezionata l' arte di modellare, i loro lavori avevano dei difetti che in oggi si sanno evitare. Questi difetti sono incontrastabili, e se in generale si crede il contrario, ciò dipende che la moltitudine di oggetti d' arte di bronzo che ci hanno lasciato gli antichi ci induce ad attribuirli alla loro facilità di lavorarlo, facilità che non è reale. L' attento esame dei monumenti antichi di questo genere, ci svela ben tosto molti difetti laboriosamente restaurati, che non sarebbero tollerati nei pezzi gettati attualmente.

Gli antichi prodigavano il bronzo in monumenti statuari. I moderni impiegano tutto il bronzo disponibile alla fabbricazione dei cannoni. Il gusto delle statue colossali dell' antichità, del pari che quello delle campane enormi del medio evo, non sono più in armonia coi bisogni dell' epoca nostra. L' invenzione della polvere e quella dei cannoni, hanno ridotto i monumenti di bronzo, così durevoli per loro stessi, ad essere i più facili a deperire di qualunque altro cui un artista possa consacrare le sue fatiche. Le statue e le campane sono sempre esposte ad essere rifiutate sin che i cannoni conserveranno la loro potenza.

Si è dunque la fabbricazione dei cannoni che forma in oggi l' applicazione la più estesa del bronzo; ed è da questa che incominceremo lo studio dei processi di fabbricazione di questa lega.

Conosciuti questi processi divien facile di farsi un' idea giusta dei metodi impiegati per la fusione delle statue, o quella delle lamine destinate a foderare i bastimenti, poichè i processi di fusione sono identici.

Finalmente la fusione dei piccoli oggetti modellati, quella delle monete, ed in generale la fusione entro crocioli verrà studiata da ultimo in un modo più rapido, a cusa della sua minore importanza.

Termineremo questo capitolo con alcune indicazioni sul processo di doratura del bronzo.

Fondita de' cannoni.

2721. La lega destinata alla fabbricazione dei cannoni si fabbrica e si fonde nello stesso tempo, entro forni di riverbero tondi.

Si cola la lega fusa entro forme disposte convenientemente, e si sottopongono in seguito i pezzi ottenuti, al traforamento, ed alle operazioni accessorie che devono ridurli allo stato di perfezione.

Il bronzo de' cannoni è un composto di rame e di stagno più puri che sia possibile. Si crede in oggi generalmente che le proporzioni le più favorevoli siano di 8 di stagno per 100 di rame, quando si tratta di cannoni di otto od al di sotto. Pei pezzi di dodici ed al di sopra, il rapporto dei due metalli dovrebbe essere al contrario di 11 di stagno per 100 di rame come abbiamo già detto.

In questi ultimi anni si sono tentate diverse modificazioni che hanno avuto poco successo, che consistevano nell'aggiungere dello zinco e del ferro al bronzo ordinario. Si ritornerà dietro saggi in grande, alla lega semplice antica.

Noi non ritorneremo a trattare delle proprietà del bronzo di cannoni, essendo già state studiate diligentemente (2187).

In Francia vi sono tre fonderie; quella di Tolosa, di Strasbourg e di Douai. Questi stabilimenti assai grandiosi contengono non solo le fonderie propriamente dette, e le officine per la formazione dei modelli, ma possiedono in oltre le officine da traforare e da cesellare, necessarie per perfezionare i cannoni. Si è per questa riunione indispensabile che gli stabilimenti di questo genere si collocano sempre nelle vicinanze di un corso d'acqua capace di mettere in movimento i banchi da traforare, e gli apparati dello stesso genere che ne fanno parte.

Non è nostro scopo di dare qui un trattato di fabbricazione dei cannoni; ma suggeriamo la lettura dell'opera speciale di Monge per tutto ciò che concerne la parte puramente meccanica; ci limiteremo a studiare i fenomeni chimici della fusione, della modellatura, come anche quelli che sopraggiungono più tardi nell'uso dei pezzi.

1722. Le fonderie di cannoni si approvvigionano di diverse specie di metalli che si distinguono in metalli nuovi in vecchi bronzi, ed in bronzi di fabbricazione. I metalli nuovi sono il rame e lo stagno del commercio, il

vecchio bronzo procede da cannoni fuori di servizio, ed il bronzo di fabbricazione abbraccia tutti i rottami che provengono dalle officine di traforamento e di cesellatura.

La pratica ha avvertite alcune regole di fabbricazione che indicheremo in poche parole. Si sa che una fusione di 30,000 kil. non fornisce in bocche da fuoco che un peso di 13,500 kil.

Il conto si stabilisce come segue :

Bocche a fuoco terminate	45 kil.
Bronzo passato nelle scorie	6
Id. in rottami di fabbricazione	49

Bronzo adoperato	100
------------------	-----

Ciò posto per comporre una carica bisogna partire dalle dosi adottate pel bronzo che si vuol fabbricare, e dalla composizione dei materiali che si possono adoperare, tener conto di ciò che contiene ciascuno di essi per ottenere la conveniente proporzione tra il rame e lo stagno.

Nei cannoni fabbricati in Francia si facevano entrare altre volte 11 parti di stagno sopra 100 di rame, ma in oggi il più delle volte non si mettono che 10 di stagno sopra 100 di rame, e si osservano per la carica le seguenti regole :

1.° Una fondita deve contenere un decimo del suo peso di rame nuovo.

2.° Lo stagno nuovo deve entrarvi per quindici centesimi del peso di questo rame nuovo, affine di ristabilire le proporzioni del vecchio bronzo che si aggiunge, ed anche per far fronte alla perdita di stagno che si subisce nella fusione. In ultimo risultato richiedesi :

Per 1000 kil. di bocche da fuoco terminate

222 rame nuovo
33 stagno nuovo
804 pezzi vecchi
1162 bronzo o rottami di fabbricazione

2222 bronzo totale posto a fondere.

Per completare queste notizie generali, porremo qui un prospetto particolarizzato contenente tutti gli elementi della fondita dei cannoni, obizzi, mortai di diverso ca-

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO. 395
libro. Questo prospetto è stato formato alla fonderia di Tolosa.

CALIBRI	D'assedio.		Di piazza.		Di campagna.		Obizi.		Mortai.	
	24	16	12	8	12	8	24	6	10	8
	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
Car. del forno	6114	4450	3580	2420	2500	1700	1820	2520	2525	1054
Pezzi greggi	3760	2640	2020	1430	1233	854	1582	2237	2320	854
Masselle	1600	1230	1070	615	1070	615	"	"	"	"
	150	145	140	135	140	135	155	140	140	140
Perdita probab.	604	435	350	240	147	96	103	143	65	60
Perdita probab. per 100.	9,8	9,79	9,79	9,9	5,9	5,6	5,6	5,6	2,6	5,7

2723. Il rame adoperato deve essere puro e per conseguenza ben raffinato. Le fonderie hanno generalmente un forno di affinazione, col quale si trattano i rami impuri del commercio. I rami affinati inglesi sono i prescelti nelle nostre fonderie.

Lo stagno di Banca, e di Cornouailles sono quelli che si adoperano di preferenza per la loro purezza. È evidente che il rame ed anche il ferro non nuocono, e quindi gli stagni cupriferi o ferriferi possono essere adoperati senza inconveniente. Ma non è così del piombo, che diviene nocivo in forte dose; non se ne tollera che un centesimo nello stagno. In quanto all'arsenico, produrrebbe certamente delle fossette nel caso di un tiro precipitato. Si deve proscriverlo colla maggior cura.

Nelle fonderie di cannoni si deve talvolta far uso di vecchi stagni da vasaio che contengono molto piombo. Si sottopongono ad una affinazione diligente. Il metodo in uso consiste in una vera liquazione, fondata sulla fusibilità che possiedono le leghe di piombo e di stagno, e che è superiore, come si sa, a quella dello stesso stagno in certe proporzioni. Si sottopone dunque la lega ad un calore assai moderato nel forno a riverbero. Subisce ben tosto la liquazione, lasciando colar fuori una lega di stagno e di piombo assai fusibile, mentre lo stagno depurato rimane in carcasso. Terminata la liquazione; si spinge il fuoco e si fonde lo stagno stesso. Il riposo di massa, e le altre operazioni in uso nelle fonderie di stagno, potrebbero essere applicate con profitto, per completare l'affinazione dello stagno ottenuto, che è lungi dall'essere spogliato dal piombo, in un modo assoluto. E

risultamenti di questa liquazione, che è molto delicata, devono del resto variare singolarmente anche in circostanze affatto simili in apparenza.

2724. La fabbricazione delle forme è un oggetto della maggiore importanza, poichè si è da queste forme che dipende d'ordinario il buon successo delle operazioni. Si preparano le forme con tre processi, che sono *forme in terra*, *forme in sabbia*, *forme in conchiglia*.

I due primi metodi sono i più adoperati; il terzo offre degli inconvenienti che sono troppo gravi perchè si possa valersene spesso, quantunque offra d'altronde dei vantaggi sotto più riguardi.

La forma si fa in due pezzi nel sistema in *conchiglie*. Ciascuno di essi si fabbrica sopra un mezzo modello in legno tagliato da un piano, che passa per l'asse del pezzo. Siccome si può far entrare molto gesso in questa specie di modello, così la sua fabbricazione riesce più rapida. Fabbricati i due pezzi di forma, si riuniscono e si serrano con cerchi a chiavarde. La linea di separazione non si congiunge mai abbastanza da impedire la filtrazione del metallo fuso. Questo inconveniente sarebbe piccolo, se questo adito aperto al metallo, non servisse all'espulsione della lega la più fusibile, che si consolida per l'ultima, al momento del raffreddamento del bronzo. Si sa infatti che passando allo stato solido, il bronzo si separa in due leghe, l'una meno fusibile che si prende in massa per la prima, l'altra più fusibile che resta liquida a lungo e che risale all'alto della forma, o sfugge per tutti i meati per effetto della compressione che la colonna di metallo esercita su di essa. Questa lega liquida tende dunque ad escire per la fessura e la direzione che ha preso si riconosce non solo alle superficie del pezzo, ma anche profondamente nell'interno. Una linea corrispondente alla separazione delle due metà della forma, si lascia vedere da ogni lato, e siccome è formata di una lega assai diversa di quella che forma la massa del cannone, questa linea diverrebbe causa di una rottura difficile ad evitarsi.

2725. Le forme di terra sono quelle le più in uso. Le materie che vi si adoperano sono argilla, sabbia, peli di vacca, sterco di cavallo, e mattoni pesti. Nella scelta di queste materie si evita diligentemente la presenza del calcare che darebbe luogo colla sua calcinazione al momento della colata ad uno sviluppamento di gaz pregiudicevole. Si evita anche la presenza dell'ossido di ferro, che avrebbe l'inconveniente di produrre dei composti

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO. 397
fusibili coll'argilla, ciò che potrebbe arrecare gravi alterazioni nella forma, sotto l'influenza del metallo incandescente.

Si prepara l'argilla col farla essiccare, indi col bagnarla un poco lasciandola sfiorire per qualche tempo. Lo sterco viene diviso, indi trattato come l'argilla. La borra viene battuta indi divisa per isolarne i peli e per isbarazzarla di tutti i corpi stranieri.

Le terre preparate contengono dei miscugli di questi corpi che variano da un'officina all'altra per differenti cause. In generale si forma il miscuglio seguente:

La *terra fina* che contiene quattro misure d'argilla sfiorita per una misura di sterco di cavallo. Si lascia il miscuglio in riposo per otto giorni, indi si staccia.

La *potée* formata di quattro misure del miscuglio precedente non stacciato, cui si aggiungono tre misure di sabbia fina e un sesto di borra.

La *terra ordinaria* che consta di due misure di argilla sfiorita, di una misura di sabbia, mezza misura di sterco di cavallo e mezza misura di borra.

Alla fonderia di Tolosa, si adoperano i seguenti miscugli; la *terra* contiene delle proporzioni variabili di argilla, di sterco di cavallo e di borra.

La *potée* consta in volume di 30 parti di argilla sfiorita, dieci di sterco di cavallo, 30 di sabbia di fiume, 3 di borra; oppure di 100 kil. di argilla, 15 kil. di sterco 2 kil. di borra, 50 kil. di sabbia di fiume; il tutto ben impastato coll'acqua sopra una tavola.

La *terra grassa* è un miscuglio d'argilla, di mattoni macinati e stacciati, e di borra.

La *terra nera*, è un miscuglio di *potée* e di carbone macinato e stacciato.

Le ceneri da conciatori, sono ceneri liscivate poste in sospensione nell'acqua leggermente caricata di colla. La gelatina dà della tenacità a questa materia, in modo che può essere distesa con una spazzola. Le ceneri debbono essere perfettamente private di potassa; senza di ciò si vetrificherebbero col calore.

Il *gesso* viene adoperato senza miscuglio.

La *cera da modellare* consta di due parti di cera gialla ed una parte di resina.

2726. Il modellare in terra comprende due operazioni ben distinte recentemente descritte dal signor Senarmont.

1.° La formazione del modello.

2.° La costruzione della forma, camicia o cappa.

Il modello consta di più pezzi che corrispondono alle diverse parti del pezzo greggio. Tutte le dimensioni lineari sono aumentate di $1/144$ per compensare il restringimento.

Il modello della *culatta* dal falso bottone sino alla fascia, si cola in gesso.

Il modello del corpo del pezzo, dalla fascia sino alla bocca, e quello del *massello* è di terra. Si costruisce attorno ad un asse di legno orizzontale, investito di paglia; si investe di più strati di terra, si termina col profilarlo con una tavola di legno tagliata detta *gabarit*.

Per formare sul corpo del pezzo i manichi e gli orecchioni, si incomincia dallo stabilire al livello la direzione dell'angolo culminante; la loro posizione si trova in seguito indicata da un cerchio segnato dal *gabarit* e da un *gabarit* dei manichi, che rappresentano il profilo di una sezione perpendicolare all'asse del pezzo, passante d'altronde per l'asse degli orecchioni.

I manichi sono di cera, gli orecchioni sono di gesso; si fissano con grandi chiodi.

Qualunque sia la natura del modello, la camicia si eseguisce nello stesso modo.

Si incomincia del coprire con una spazzola il modello di uno strato di ceneri da conciatori; si previene in tal modo l'aderenza della forma. La cappa si eseguisce in seguito di sottili strati di *potée*, indi di un miscuglio a parti eguali di *potée*, e di terra grossa, finalmente di terra grossa. Il primo involuppo ha 2 pollici o 2 pollici e mezzo di grossezza, secondo i calibri; la seconda 3 pollici, la terza 1 a 2 pollici.

Sul corpo del pezzo, si sostengono i manichi e gli orecchioni con mattoni, si stucca il tutto colla *potée* e si circonda con lunghi fili di canape. Si estraggono i chiodi, che lasciano un buco nella cappa; si fa scorrer fuori per esso la cera fusa. Ogni strato viene essiccato separatamente ed indurito al fuoco.

La forma della *culatta* vien posta sopra un forno sotto una campana di lamiera bucherata.

Si riscalda la forma del massello e quella del pezzo accendendo del fuoco sotto il *trousseau*.

Tra il primo ed il secondo investimento, tra il secondo ed il terzo, si riveste la cappa con una forte armatura di ferro, che è una rete di bande di ferro che involuppa la superficie di rivoluzione seguente i suoi meridiani ed i suoi paralleli. I cerchi sono a cerniera, e terminano

a uncini che si avvicinano con tanaglie. Si legano poi con fili di ferro, che si torcono in seguito come la corda che lega le seghe. Quando la forma è terminata, si rompono nella cappa le parti in gesso, che si estraggono a frammenti. Si fa escire il *trousseau* a colpi di mazza, e si distruggono i modelli di terra.

I mortai si colano a nocciolo vuoto teneudosi la bocca al basso. Il corpo del pezzo fa seguito al mastello nella stessa cappa. Il nocciolo si costruisce coi processi ora descritti. Si riempie il posto del *trousseau* di sabbia compressa.

La cappa del pezzo viene introdotta verticalmente nella fossa, e si pone sopra una torre di mattoni asciutti. Si accende al centro un fuoco di carbone, che si mantiene con lunghe pertiche di legno bianco. La fiamma esce dall'alto della forma, e dagli orecchioni. Si termina col chiudere tutti gli orificii, e col dare un colpo di fuoco. L'interno della forma è di un rosso bianco; l'esterno di un rosso oscuro. La cottura dura cinque o sei ore; il raffreddamento $2\frac{1}{2}$ ore.

La camicia del *massello* subisce, fuori della fossa la stessa preparazione. La forma della *culatta* ed il nocciolo dei mortai vengono cotti con carbone di legna, in una piccola torre di mattoni. Ogni pezzo viene incenerato con uno spazzatoio, indi abbruciato con un manipolo di paglia. Ad ogni estremità, si scava un solco; e si fa altrettanto alle aperture degli orecchioni. La forma della culatta, che deve sopportare una pressione enorme idrostatica, viene in seguito incassata, in un cesto di bronzo; si suggella con gesso; se ne fa altrettanto del nocciolo dei mortai.

Si incomincia ad adagiare il cesto della culatta in un buco al fondo della fossa; in seguito, si abbassa ben verticalmente la forma del corpo del pezzo, e si chiudono gli orecchioni con pani di terra cotta. Si riempie la fossa di strati di terra di 8 a 10 pollici di grossezza, ben compressi, con mazze riscaldate. Quando la terra arriva agli orecchioni, si colloca la forma del *massello*, si attaccano i pezzi tra loro cogli uncini delle armature, e siccome è impossibile che le riunioni a tabacchiera si congiungano ermeticamente, si pongono ai loro contorni dei salsiciotti di terra nera che si rompono e se ne ricompiono tutte le fessure. Durante l'interramento, la forma resta otturata in alto; e si è fatto penetrare nell'interno un disco concavo destinato a ricevere le materie che potreb-

bero introdurvisi per accidente. Si costruiscono finalmente i canaletti che distribuiscono il bronzo fuso. Alcuni piccoli buchi chiamati trombe, fatti nelle pareti della forma, a 6 pollici del suo orificio superiore, mettono capo ai canaletti. I canaletti sono di mattoni, e debbono essere incenerati e abbrustiti come tutti gli attrezzi di ferro o di ghisa esposti a toccare il bronzo in fusione.

2727. La fabbricazione delle forme in sabbia offre dei vantaggi su quella in terra; ma è accompagnata da tanti e sì gravi inconvenienti, che si è dovuto abbandonarla. È più economica, e le forme si eseguono assai più rapidamente; questi sono i suoi vantaggi. Ma le forme in sabbia sono troppo compatte, per dare facilmente uscita al gaz di modo che il pezzo riesce tutto pieno di pustole prodotte dalle bolle di gaz respinte nel bronzo.

Si è dunque rinunciato a far le forme in sabbia, per cui non ce ne occorreremo.

2728. I forni a riverbero sono i soli in uso per la fusione delle bocche da fuoco. Pel bronzo sono generalmente adottati di forma circolare; ma si può darvi anche la forma ellittica.

In tutti i casi, il fuoco non vi è alimentato da mantici: la sua attività è eccitata dalla corrente degli spiragli del cammino e dalle correnti d'aria fornite dai spiragli. I forni tondi vengono riscaldati colla legna; quelli di forma ellittica che presentano meno capacità lo sono in generale col carbon fossile.

La facile ossidazione dello stagno contenuto nel bronzo tende a sconcertare le proporzioni della lega, come fu dimostrato dalle esperienze del sig. Dussaussoy (2181) e da molti risultati pratici. Si devono dunque evitare colla maggior cura tutte le fiamme ossidanti, e disporre al contrario i focolari in modo che la fiamma sia intieramente spogliata d'ossigeno. Si raggiunge lo scopo col dare molta grossezza alla carica del combustibile.

Si dovrebbe per lo stesso motivo caricare i focolari dei forni riscaldati col carbon fossile, col mezzo di tramogge affine di evitare di aprire la porta del focolare, e l'irregolarità di una combustione intermittente. Del resto, si rimprovera al carbon fossile di alterare col suo zolfo il bronzo che si deve fondere.

Non vi è accordo sui vantaggi dei forni ellittici e dei forni tondi. Alcuni credono che i forni tondi che contengono più materia, siano più economici, e diano del

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO. 401

bronzo resistente; altri credono che una fusione più pronta, un rimescolamento più facile, rendano la lega più intima nei forni lunghi, e si impiega in essi d'altronde un combustibile meno costoso.

Si costruisce d'ordinario nelle nostre fonderie, tre forni tondi riscaldati colla legna, contenente, il primo 30,000 kil. di materia in fusione, il secondo 15,000 kil. il terzo 8,000 kil. Diversi altri forni di minor dimensione riscaldati colla legna o col carbon fossile, vengano destinati a colare i minuti lavori, o ad estrarre il metallo contenuto nelle scorie o nelle terre delle forme. 2729. I forni tondi in uso per colare le bocche da fuoco, constano di tre parti principali; il focolare, l'interno ed il cammino.

1.° Il focolare riceve il combustibile da aperture fatte nella volta. Le ceneri ed i carboni cadono a traverso del graticcio nel ceneratoio; l'aria necessaria alla combustione, avviva sotto la gratella una o due gallerie chiamate spiragli.

2.° L'interno del forno nel quale si opera la fusione, comprende l'aria formata di due piani inclinati verso la linea del mezzo, la cui intersezione offre essa stessa una declive verso l'apertura della colata. Ha due aperture di lavoro con due porte di ghisa. Gli spiragli che determinano la corrente, variano in numero, secondo la capacità del forno; la loro apertura superiore riesce al cammino, e l'inferiore termina a scarpa che discende in parte nel bagno.

3.° Il cammino che riceve le emanazioni degli spiragli e delle porte, si innalza al di sopra della piattaforma che trovasi sulla volta.

La fossa in cui si collocano le forme, è escavata davanti al forno presso il buco della colata.

È importantissimo per lo stabilimento di un forno di scegliere un terreno tale, che il suolo dell'officina è quello degli spiragli presenti grande diversità di livello; con questa disposizione gli spiragli possono essere elevati e fornire un gran volume di aria; e il ceneratoio dove si accumulano i carboni ardenti che cadono dal focolare, deve avere un'altezza sufficiente perchè l'aria destinata ad alimentare la combustione, non sia troppo rarefatta da questo ammasso di bracci ardenti. È anche conveniente che il suo suolo sia inferiore a quello degli spiragli.

I condotti d'aria debbono avere un'apertura larghis-

sima e ristringersi ad imbuto verso il ceneratoio affinchè la corrente d'aria arrivi più densa al focolare della combustione; non se ne costruisce spesso che un solo; qualche volta però ve ne sono molti; in questo ultimo caso, è essenziale di isolarli perfettamente per non contrariare i loro effetti. Si è dalle dimensioni e dalla disposizione bene o male intesa di questi condotti che dipendono in parte le variazioni di effetto dei forni, e si attribuisce principalmente a questa causa le differenze della durata delle fusioni. Si deve per quanto si può formarli nella direzione dei venti che dominano in generale nel paese, e presso di un corso d'acqua che rinfreschi l'aria e la condensi.

I fondamenti, al pari di tutto lo scheletro del forno, devono essere fabbricati solidamente con grossi pezzi di pietra, o con mattoni durissimi. Vi si dà una profondità relativa alla natura del suolo che può anche esigere in certi casi delle disposizioni particolari. Per maggior solidità si fa attraversare tutto il massiccio del muro da tiranti di ferro che prevengono il loro disgiungimento.

La profondità della fossa è calcolata dal suo fondo sino al buco della colata dietro l'altezza totale di una forma completa del più lungo calibro. Quando la disposizione del terreno può far temere le infiltrazioni d'acqua, bisogna foderare di piombo il fondo dell'escavazione, o preservarlo da questo inconveniente cogli opportuni mezzi.

Tutte le parti del forno che debbono subire il contatto della fiamma o del metallo fuso, come il focolare, la volta, l'altare, il buco di colata e tutto il contorno della capacità interna, del pari che le porte e gli spiragli, vengono fatti di terra refrattaria. Questi mattoni sono uniti insieme con una poltiglia di cemento fatto di vecchi mattoni ridotti in polvere, e formano un rivestimento interno che non è legato col resto del muro, che in quanto sia necessario per la solidità. Questa precauzione è indispensabile perchè occorre spesso di rinnovare il rivestimento in tutto od in parte secondo che lo esige il suo stato di degradamento.

Le dimensioni dell'interno del forno si regolano sulla quantità della materia che deve contenere; nella valutazione della capacità entrano due dati; il diametro della superficie del bagno, e la sua profondità; ne risulta che si potrebbe ottenere lo stesso volume, aumentando o diminuendo l'una a spese od a profitto dell'altra. Ora se si desse al bacino troppa profondità, il calore penetrerebbe diffi-

cilmente sino agli strati inferiori che riposano sull'aria, e si sarebbe esposti a fare ciò che chiamasi la focaccia. Se al contrario, si estende oltre misura la superficie del bagno, si aumenta la portata della volta, e la capacità del forno; dal che ne risulta una dilatazione inutile della fiamma, un maggior consumo di legna, una maggiore ossidazione dei metalli, ed una perdita più considerevole.

La volta è sottoposta per la sua altezza a particolari considerazioni; deve essere depressa per quanto lo permette la sua solidità, affinchè il calore non si perda in uno spazio troppo esteso; bisogna in oltre che un operaio possa dimorare nell'interno del forno, senza troppo incomodo per collocare il metallo sull'aria, e farvi le riparazioni necessarie. Si vede quindi che le volte dei piccoli forni debbono essere comparativamente più elevate di quelle dei forni grandi. La sezione tanto degli uni quanto degli altri presenta il più delle volte la forma di un manico di cesto a tre centri.

2730. Si devono alla teoria ed all'esperienza alcuni dati sulla costruzione dei forni; noi li faremo conoscere senza indicarli come positivi.

Dall'apertura esteriore del condotto d'aria fino agli orifici superiori degli spiragli, la fiamma deve percorrere degli spazi più o meno rinserati all'eccezione però del vuoto interno del forno che deve essere abbastanza vasto per contenere i metalli.

Il rapporto della superficie della gratella a quella del bagno è di 0,14; in quanto al vuoto della gratella esso varia colla natura della legna che si adopera e la quantità d'aria emessa coi canali; i rapporti di questo vuoto alla somma degli orifici degli spiragli e a termine medio da 0,28.

La profondità del bagno pei forni di 30.000 kil. è di ordinario di 0,42 per quelli di 15.000 kil. di 0,36; e pei forni di 8.000 kil. di 0,30. L'altezza della volta al di sopra della superficie del bagno, è per gli stessi forni, di 1,04, 0,83, 0,80.

Si determina il raggio del bacino in modo che questo ultimo contenga la materia in fusione.

Un forno nuovo contiene sempre molta umidità che si deve fare scomparire prima di servirsene per la prima volta; senza di questa precauzione i vapori che si svilupperebbero dal massiccio di muro, lo farebbe rompere e screpolare in tutti i sensi.

È specialmente necessario che il rivestimento interno

del forno sia perfettamente ricotto. A questo effetto, si incomincia coll' investire tutte le superficie che devono trovarsi in contatto colla fiamma, di una pasta liquidissima d' argilla che si fa seccare con qualche frantumato di legna o di carbone acceso nel mezzo del bacino. Si riempie in seguito di mattoni tutta la capacità del forno, avendo cura di disporli presso a poco come in un forno destinato a farli cuocere, lasciando tra loro degli intervalli sufficienti perchè la fiamma circoli da per tutto, e che tutte le parti del rivestimento subiscano egualmente la sua azione. Finalmente si chiudono le due porte, con muri fatti con mattoni refrattari.

Si accende allora nel focolare un fuoco di legna minuta, al principio assai limitato, e che si aumenta gradatamente per otto o dieci giorni, sino a che il forno sia giunto a rosso bianco, temperatura alla quale viene mantenuto per due giorni al meno. Terminata la cottura si otturano tutte le aperture del forno, e si aspetta per riaprirle, che sia intieramente raffreddato.

Questa operazione deve aver luogo egualmente tutte le volte che, senza ricostruire il massiccio del forno, si è dovuto rifare il rivestimento interno; si prendono precauzioni analoghe, quando si fa qualche piccola riparazione al forno, o quando è in riposo da lungo tempo; allora non si riempie di mattoni tutta la sua capacità, ma se ne pone soltanto sul davanti dell'aia sino alla volta; la durata della cottura è limitata a tre o quattro giorni.

2731. Le opinioni sono ancora divise sulla preferenza da darsi ai metalli nuovi od ai vecchi, per formare la carica del forno; alcuni fonditori credono che la lega di rame e di stagno diviene tanto più intima, quanto più il bronzo ha subito un maggior numero di fusioni. Altri considerano l'ossido che si forma in queste fondite successive come capace di alterare la purezza della lega. È probabile che il rame e lo stagno si affinino colle fusioni successive e si sbarazzino in tal modo dei metalli più ossidabili che li deturpano. Si deve dunque approvare la regola che fissa ad un decimo della carica la proporzione di rame nuovo che si deve aggiungere ai bronzi vecchi.

La carica si compone di due parti ben distinte, cioè: dei metalli che si introducono nel forno, prima di incominciare il fuoco e di quelli che vi si proiettano durante la fusione. I primi constano di lingotti di rame

nuovo, di bocche da fuoco fuori di servizio, di ritagli delle fondite precedenti; i secondi consistono di torniture, ecc. che completano la carica e dello stagno necessario per mettere la colata al titolo richiesto.

Calcolata la carica, si prepara il forno a riceverla, vale a dire si investono le pareti del forno di uno strato di acqua cenerata che impedisce sempre un poco l'aderenza del bronzo liquido coi mattoni del bacino. Si ottura il buco della colata con una mazza o tampone di ferro conico coperto di terra di frantumi per otturarli meglio. Si applica contro la sua base maggiore rivolta verso l'interno del forno, un mattone refrattario quadrato, che lo garantisce dal contatto del bagno, e previene la sua distruzione. Questo mattone si inserisce in un incastro fatto a questo scopo nella disposizione interna del forno.

La distribuzione degli oggetti da fondersi sull'aia non è indifferente; deve essere tale che i pezzi che hanno maggior massa e volume come i *masselli*, o che sono meno fusibili come i lingotti di rame nuovo, trovinsi presso dell'altare, evitando di metterli a dritta od a sinistra del focolare. In questo modo ricevono meglio il colpo di fuoco: bisogna evitare di otturare l'entrata degli spiragli, che anzi deve essere lasciata libera più che si può, e disporre i metalli nel modo il più conveniente per conservare il libero effetto di tutte le aperture. Si deve anche lasciar dei vuoti tra gli oggetti che si caricano sull'aia onde permettere alla fiamma di lambirli bene e di invilupparli da tutti i lati. Si conserva infine uno spazio vuoto di qualche centimetro tra i metalli ed i muri del forno.

I bronzi di un grande peso che entrano nella carica sono posti sull'aia con un piano inclinato, sul quale si muovono col mezzo di curli e di un argano, posto contro la porta opposta a quella per la quale vengono introdotti. In quanto ai bronzi che, a causa della loro dimensione, non possono entrare intieramente nel forno, si pongono all'apertura delle porte più avanti che si può, e si riempiono con mattoni gli intervalli che restano vuoti.

2732. Essendo disposto il tutto, si accende il fuoco sulla gratella. I forni a riverbero di piccola dimensione, sono i soli in cui si possa far uso del carbon fossile. I forni tondi hanno come si pretende un bacino troppo vasto, perchè la fiamma di questo combustibile possa riscaldare tutta l'estensione. È da credersi che il carbon fossile riescirebbe bene tanto nei forni grandi quanto

nei piccoli, quando il focolare venisse modificato convenientemente. Attualmente i grandi forni vengono riscaldati colla legna; si fa uso di rovere o di pino secondo la località; le dimensioni delle legne variano con quelle del focolare, avendo l'esperienza insegnato a combinarle per produrre il maggiore effetto.

Ora descriveremo succintamente l'andamento del fuoco, ed i processi in uso per fare la colata. Durante le prime ore, il fuoco è mantenuto moderato, affine di riscaldare l'aia per gradi, e di lasciare sviluppare i fumi, di cui una parte si condensa sui metalli, e si abbrucia in seguito quando il calore aumenta. Durante questo primo periodo, la fiamma non è splendente ed esce appena dagli spiragli, il metallo non cangia ancora di colore. Tosto che i vapori neri sono cessati, si attiva il fuoco, il metallo incomincia ad arroventarsi, la fiamma diviene di un rosso meno carico, e si innalza sino alla porta superiore degli spiragli; il metallo passa in seguito al rosso bianco, i bronzi posti ai lati del focolare entrano a poco a poco in fusione, la fiamma acquista un colore sempre più vivo, e si innalza sempre più. Finalmente verso la sesta o la settima ora, quando il forno va bene, il bronzo è presso a poco fuso.

Prima di liquefarsi intieramente, il bronzo passa al bianco candente; lo stagno fuso esce per tutti i pori, e scola in seguito, trasportando seco piccola quantità di rame. Quando il bagno è presso a poco formato, si cercano sull'aia con grandi pertiche, i pezzi che sono sfuggiti alla fusione, e quando se ne trovano, si avvicinano all'altare. Quando sono fusi, si agita vivamente la materia fusa. L'immersione delle pertiche produce nel bagno un sobbollimento vivissimo che moltiplica i punti di contatto, tra le molecole dei due metalli, si oppone alla riunione dello stagno negli strati superiori, riconduce alla superficie gli strati inferiori del liquido, e si espone successivamente alla più forte azione del calore. Non si saprebbe ripetere troppo questa operazione che produce una ripartizione più eguale dello stagno. Si comprende benissimo la necessità dell'azione meccanica dei gaz che si sviluppano dalle pertiche, quando si pensa che il bagno essendo riscaldato per la superficie, gli strati superiori, più dilatati, non discenderebbero mai al fondo, e quelle del fondo meno caldi, non tenderebbero mai a risalire verso la superficie. Le pertiche esercitano in oltre una azione disossidante assai utile.

Quando il bagno è caldissimo, i fonditori con lunghi riavoli di legno, schiumano diligentemente tutte le scorie che sopraannuofano; proiettano in seguito i ritagli, e siccome entrano d'ordinario in grande quantità nelle cariche, la loro proiezione si fa a riprese, per non raffreddare troppo la massa del bagno. Si ha cura di agitare durante questa operazione e dopo; indi si schiuma ancora una o più volte. Aprendo spesso le porte, si raffredda il metallo, si ritarda la colata, e si aumenta il consumo della legna. Estrahendo le scorie a più riprese, la perdita si aumenta, poichè si estrae tutte le volte la pellicola d'ossido che si forma tosto alla superficie del liquido. Si deve dunque operare colla maggior celerità possibile.

Lo stagno è proiettato in piccoli lingotti preparati prima, onde poter farne una distribuzione più uniforme sul bagno; si getta circa un'ora prima della colata; si agita in seguito quasi continuamente, e si attiva più che si può la combustione.

2733. L'epoca critica delle fondite è quella in cui si deve giudicare del grado di calore del bagno, e decidere del momento il più adattato per la colata. Si sono tentati diversi mezzi pirometrici, che non hanno avuto maggior successo in questa industria che in tutte le altre in cui trattasi di determinare le temperature elevate. Ciò non ostante si fa uso attualmente a Tolosa di un pirometro inventato dal signor Aubertin. È formato di una sbarra di ferro che entra tra due regoli graduati convergenti. La sbarra essendo portata alla temperatura del forno, si valuta la sua temperatura iniziale pel tempo che mette a contrarsi di una quantità che si misura esattamente, facendola avanzare tra i due regoli fissi e graduati.

In generale si crede che il bagno deve essere portato alla temperatura la più elevata che si può ottenere nei forni tondi in uso; forse un grado maggiore di calore sarebbe ancora più utile; ma vi è un limite che non si può oltrepassare senza inconveniente.

Ecco del resto gli indizi che annunciano il momento in cui il bronzo è giunto ad una temperatura elevatissima e ad una grande fluidità. La pertica colla quale si agita divenuta leggera alla mano, si immerge facilmente nel bagno, scorre rapidamente sull'aia, rimonta prontamente alla superficie, e non ritiene più, quando si estrae, alcuna particella di metallo attaccata alle sue fi-

bre. Il suono della materia agitata, è divenuto più chiaro; zampilla attorno alla pertica in globi divisi, in luogo di innalzarsi in nappi. Si formano delle onde dal centro alla circonferenza; sono più numerose e più ravvicinate. Pezzetti di carboni minutissimi corrono con rapidità sulla superficie del bagno. Questo si vede più fortemente verso l'altare, ciò che annuncia una ossidazione più pronunciata. Non si sviluppa più fumo al momento della proiezione di un pezzo di legna sulla gratella, e la fiamma, escendo vivamente da tutte le aperture, possiede una bianchezza abbagliante. È importante di notare che la superficie del bagno può presentare tutti i sintomi della fluidità e del calore, mentre gli strati inferiori che toccano l'aia, conservano ciò non ostante un resto di consistenza pastosa. Il fonditore che adopera la pertica deve accorgersi di questo accidente, e raddoppiare di forza nell'agitare il bagno.

2734. Cinque o sei ore prima della colata, si fa cuocere il canale destinato a condurne il metallo nelle forme, da prima con un fuoco di legna, indi con carbone; durante questo tempo, si ha cura di tenere le forme in parte scoperte affine di lasciar sviluppare l'umidità dell'aria che senza questa precauzione, si deporrebbe sulle pareti della forma.

Quando si crede che il metallo sia bastantemente caldo si prepara il tutto per la colata. Si nettano i compartimenti del canale; si levano via i coperchi delle forme, si dischiudono i loro buchi di colata o le loro trombe; si visita il loro interno con un lume, e si ritirano le capsule di ferro, e con esse i piccoli corpi stranieri che possono esservi riuniti. Due operai chiudono le trombe delle forme con tamponi conici di ferro attaccati a lunghi manichi. In questi tamponi la parte che deve essere in contatto col bronzo viene coperta di cenere e riscaldata fortemente. Si ha per iscopo di dare il tempo alla materia liquida di riempire il primo compartimento del rigagnolo, prima che possa cadere nelle forme. Altri operai si preparano a sollevare le chiuse che separano questo compartimento dagli altri affinchè la colata una volta incominciata non trovisi più interrotta.

2735. Si fa escire il tampone che chiude il buco della colata, con una specie di riavolo, di forma *tronco-conica*, lievemente incurvata, ed a manico lungo, che il capo fonditore maneggia col mezzo di una catena che serve di appoggio. Si deve preventivamente incenerarlo nella

sua parte conica perchè il metallo non vi si attacchi e ben riscaldarlo per evitare che il contatto di un corpo freddo non faccia zampillare la materia mentre esce dal forno. Dopo alcuni colpi, il tampone colpito sul lato del suo minor diametro cede, e lascia sfuggire il metallo di cui si modera il getto coll'estremità della pietra che resta costantemente incastrata nel buco di colata. Tostochè il canale è pieno, gli operai estraggono i loro tamponi ed il bronzo cade nelle prime forme. Quando è arrivato al livello delle trombe, si aprono le chiuse successive, e si lasciano riempire successivamente nello stesso modo tutte le altre forme, sino a che la colata sia finita.

Se la carica è stata ben calcolata, il metallo deve innalzarsi in tutti i compartimenti del canale all'altezza della estremità superiore delle forme dei masselli. Si vede che il buco della colata deve avere un diametro tale che possa fornire alla volta la materia necessaria a riempire due tre o quattro forme, secondo il caso, e che il bronzo cada a pieno getto nelle cappe e senza interruzione.

Ad onta dell'alto grado di cottura che si è dato alle forme, il metallo nel riempirle, sviluppa una grande quantità di vapori che si sprigionano continuamente dagli orifici dei masselli; il che prova che non si può privare intieramente le cappe d'umidità, o che questa vi è comunicata dalle terre della fossa.

Si accorge che la colata è calda, quando il getto nelle cappe presenta un colore azzurrognolo, che è quello del bronzo perfettamente fuso; quando il metallo non è molto liquido, questo colore è velato da un involuppo giallo rosso che annuncia un principio di congelazione alla superficie del getto. Quando le forme sono piene, si getta sul bronzo all'orificio dei masselli, un cesto di carbone di legna, la cui combustione previene il troppo rapido raffreddamento di questa parte. Prima che si solidifichi il canale, si sostituiscono alle chiuse di ferro dei mattoni della stessa forma, che tagliano e dividono i canali in sezioni, e facilitano in tal modo la loro estrazione.

2736. Quando il canale è sufficientemente rappreso, se ne distrugge il muro, si sollevano le sezioni dei canali e si estraggono dalla fossa. Qualche volta due o tre ore dopo la colata, si incominciano a levar via le terre sino all'origine dei masselli, che si scoprono intieramente. Bisogna aver cura di non fare questa prima operazione che quando il metallo contenuto in questa parte della forma sia rappreso, al punto di non produrre più effetto

sugli strati inferiori. Nei due giorni successivi, si continua a vuotare la fossa, e dopo quarantotto ore (più o meno secondo il calibro) si possono estrarne i pezzi. Si pongono nella fonderia sopra cantieri disposti convenientemente e si procede tosto a nettarli.

Si leva via successivamente la prima e la seconda ferratura, dopo di aver rotta con mazze, la terra mezzo calcinata; rimane ancora una crosta dura formata dalle infiltrazioni del metallo nelle terre delle forme, che si separa in pezzi con mezzo di scarpelli sulle cui teste un operaio batte a grandi colpi di martello, ed i frammenti vengono in seguito trattati in un forno destinato a questo scopo.

È evidente che le infiltrazioni di cui trattasi sono tanto più considerevoli quanto più l'involuppo della forma è più porosa, e che la colata è più calda. Si vede anche che si trovano più particolarmente nelle parti inferiori, in cui la pressione della colonna fluida è più forte, e che le lunghe forme dei cannoni d'assedio e di piazza sono penetrate più avanti di quelle dei calibri da campagna. I nocciuoli dei mortai sono imbevuti di materia sino al centro, per cui il levarli è cosa lunga e dispendiosa.

Queste infiltrazioni che aumentano colla temperatura della lega, limitano il fuoco che si può darvi, poichè rendono il lavoro penoso e difficile. Sembra però vantaggioso di innalzare più che si può la temperatura della lega; poichè il bronzo diviene più denso, più omogeneo, e per conseguenza più tenace.

2737. I masselli hanno per iscopo 1.° di provvedere al restringimento che prende il metallo fluido col consolidarsi; 2.° di rimpiazzare quello assorbito dalle terre, e quello che riempie l'eccesso di capacità prodotto dall'allargamento graduato delle forme; 3.° di ritardare il raffreddamento nella parte superiore della bocca da fuoco, affinchè la riunione del metallo riesca più regolare; 4.° di ricevere i gaz e tutti i corpi stranieri che la loro leggerezza specifica obbliga ad innalzarsi.

Si può osservare nella parte superiore del massello l'effetto di queste perdite successive di materie. Durante quattro o cinque ore dopo la colata, il metallo si abbassa e discende insensibilmente, ma assai più al centro che sui lembi, perchè gli strati vicini alle pareti si raffreddano più celeremente pel contatto della terra a cui restano attaccate; procede da ciò il vuoto in forma di

imbuto che offre sempre l'estremità del massello. L'abbassamento totale varia in ogni calibro ed in ogni colata, come l'energia delle diverse cause che lo producono. A cose del resto pari, è in ragione della temperatura dei bagni, e può servire a confrontare le colate tra loro sotto il rapporto del loro grado di calore. Si è trovato che era di un sesto ad un quindicesimo del volume totale dei masselli.

Vi si attribuiva una proprietà di un altro genere; vogliamo parlare dei loro effetti come masse comprimenti sugli strati inferiori del metallo. Il generale Lamartillière e gli antichi fonditori hanno creduto che il loro peso dovesse aumentare la densità del bronzo sottoposto alla loro pressione, e che in conseguenza, il peso specifico dovesse decrescere dalla colata sino alla estremità della bocca. Ma l'analisi chimica spiega le differenze che si osservano nei pesi specifici delle diverse parti di un cannone, per la differenza dei titoli di queste stesse parti; in modo che se il massello previene la formazione delle bolle e delle cavità negli strati inferiori, si è unicamente col fornire di mano in mano il metallo liquido necessario per riempirli.

Si può convincersi facilmente che il massello agisce per la sua massa come semplice serbatoio di bronzo destinato a ricevere la lega che si separa durante il consolidamento del pezzo, ed a fornire a questa il metallo liquido necessario per riempire le cavità procedenti da diverse cause.

Se il metallo non eseguisse questa funzione, e se dovesse essere considerato come una colonna comprimente, si potrebbe sostituirvi un tubo stretto e più lungo. Ora si sa assai bene che la cosa non riesce.

Ma se l'influenza dei masselli sulla densità delle parti di un cannone può essere contestata; non è lo stesso dell'effetto realissimo del loro peso sulle pareti della forma; effetto che tende ad allargarle, a fratturarle anche, e in tutti i casi ad aumentare le infiltrazioni.

Il seguente prospetto fa conoscere le dimensioni dei masselli nelle tre fonderie; dimensioni di cui le differenze risultano senza dubbio dalle località, o dalle materie adoperate per le forme.

Prospetto dei masselli in oggi in uso nelle tre fonderie.

INDICAZIONE DELLE BOCCHE DA FUOCO	Dimensioni dei metalli					
	Lunghezza a			Diametro a		
	Donay.	Straburgo	Tolosa.	Donay.	Straburgo	Tolosa.
	m.	m.	m.	m.	m.	m.
d'assedio di { 24	1,80	1,70	1,93	0,37	0,41	0,43
{ 16	1,70	1,70	1,91	0,34	0,37	0,37
Cannoni di piazza di { 12	1,45	1,40	1,79	0,31	0,33	0,35
{ 8	1,22	1,30	1,32	0,27	0,30	0,32
{ 12	1,25	1,30	1,59	0,29	0,30	0,35
di campa- { 8	1,35	1,30	1,49	0,26	0,28	0,31
gna di { 6	0,97	1,10	0,00	0,23	0,24	0,00
{ 4	0,92	1,00	0,00	0,20	0,21	0,00
Obbizzi di { 8	1,03	1,00	0,00	0,38	0,40	0,00
{ 6	1,05	1,00	0,00	0,32	0,33	0,00
{ 5 2/3	0,97	1,00	0,00	0,28	0,30	0,00
{ 12	1,35	1,40	0,00	0,38	0,40	0,00
Mortai alla Gomer { 10	1,38	1,40	1,79	0,35	0,36	0,37
{ 8	1,10	1,20	0,81	0,34	0,14	0,37
{ 6	0,80	1,00	0,00	0,22	0,22	0,00
Provette	0,92	0,93	0,61	0,26	0,27	0,25
Patriere	1,35	1,40	0,00	0,35	0,54	0,00

2758. Quando si considerano con attenzione i fenomeni che accadono nella massa del bronzo contenuto nella forma, si ha tosto la persuasione dell'impossibilità di ottenere un pezzo di composizione omogenea, se pure in fatto d'arti vi è qualche cosa di impossibile.

Tosto che il bronzo incomincia a consolidarsi, si divide in una lega meno fusibile che si solidifica, ed in un'altra più fusibile e più leggera che risale nel massello.

Questa nuova lega si divide poi in esso in due altre di cui l'una si consolida mentre la lega ancor liquida ridiscende nel pezzo a misura che il restringimento vi fa nascere dei vuoti, e specialmente a misura che la lega, ancor liquida del pezzo, penetra nelle sostanze stesse della forma, in modo che la proporzione dello stagno va diminuendo nel massello a misura che si raffredda; ed in

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO. 413

modo che nel pezzo certe parti sono più ricche di rame del massello finale; altre al contrario, sono più ricche di esse in stagno.

Dietro un grande numero di analisi, si sono osservate le condizioni seguenti, relativamente al contenuto delle diverse parti dello stesso pezzo.

La proporzione dello stagno diminuisce dalla culatta alle parti superiori del massello. Questa diminuzione è tanto più rapida quanto più ci allontaniamo dalla base.

La quantità dello stagno contenuto decresce dall'asse ad un punto determinato vicino della circonferenza. Decresce in seguito in modo insensibile.

Il titolo medio del pezzo è un poco più basso di quello della colata, a causa delle infiltrazioni ricche di stagno che si formano nelle terre della forma.

Quando si è dedotto il massello il cui titolo è più basso, quello del cannone diviene più elevato di quello della colata.

Ma quando si è estratto colla trapanatura il nocciolo interno, e che si è intornita la superficie, il titolo medio del pezzo resta simile a quello della colata, ciò che si spiega, poichè il nocciolo è più ricco di stagno di quello che lo sia la colata stessa, ed il pezzo greggio è nello stesso caso.

Una parte almeno di questi risultati può dedursi dalle analisi seguenti.

Calibri...		8	12	16	24
Titolo della colata		11,734	10,950	10,920	11,730
Alla superficie {	Bocca	10,730	11,885	11,307	11,290
	Orecchie	11,940	12,635	12,128	12,380
	Fondo dell'anima	12,931	12,671	12,412	12,340
Sull'asse	Bocca	10,894	11,152	11,000	10,087
	Orecchie	12,002	11,735	11,943	11,859
	Fondo dell'anima	15,624	12,140	15,540	12,820
Punti dell'anima {	Bocca	10,540	11,011	10,938	11,116
	Orecchie	11,840	12,205	12,082	11,830
	Fondo dell'anima	13,324	12,826	12,291	12,287

2739. Descriveremo rapidamente il lavoro meccanico col mezzo del quale si termina il pezzo.

Il cannone assicurato pei falsi bottoni in un telaio di

bronzo quadrato, è sostenuto in un punto della sua bocca sopra due galletti di bronzo che scorrono sopra assi d'acciaio. Si imprime ad esso in questo stato un movimento di rotazione, mentre un attrezzo, in forma di scarpello, traccia un solco profondo che distacca il massello nel luogo stato segnato dal modello. Un filo d'acqua cade continuamente sullo scalpello.

Per centrare il pezzo, si scelgono due punti dove il contorno sia presso a poco circolare; si fa con ciò riposare il pezzo su due mezzelune di leguo. Si avvicina ad ogni estremità un regolo verticale immobile. Si fa fare al pezzo un giro intiero per quarto di rivoluzione. Ad ogni tempo di fermata, si segna sul taglio una linea verticale. Si ottiene in tal modo ad ogni estremità due quadrati o due rettangoli simili, secondo che il contorno era ellissoidale o circolare. Il centro di queste figure è nell'asse della rivoluzione.

Si giunge a far girare il pezzo per quarti di circonferenza, rendendo orizzontale la linea che si traccia verticalmente.

Determinati una volta due punti dell'asse, è facile per procedere alla tornitura, di forare ad ogni estremità un buco cilindrico nella direzione di questo asse.

Due punte penetrano ad ogni estremità nei buchi del trapano. Il pezzo così sostenuto riceve un movimento di rotazione col mezzo di un telaio quadrato in bronzo, che abbraccia il falso bottone. Un carro mobile porta l'attrezzo; due viti gli comunicano de' movimenti rettangolari, l'uno parallelo l'altro perpendicolare all'asse del torno; un operaio lo dirige a piacere. Profila il contorno del pezzo con un compasso curvo, con i moduli e con lunghe righe graduate. Il cerchio che passa per l'asse degli orecchioni, serve di punto di partenza per le lunghezze. Si adopera la sgorbia, e gli scalpelli. L'attrezzo deve mordere poco alla volta, per non produrre alla superficie delle onde e dei rabeschi.

I mortai si intorniscono come i cannoni; ma siccome si sono fusi vuoti nel mezzo, si incomincia col riempire l'anima con un telaio di bronzo.

Per la trapanatura, il cannone è sostenuto come precedentemente col falso bottone, ed i due galletti di bronzo. Si appoggia su di esso un capitello di ghisa a fine di impedire al pezzo di sollevarsi per le scosse prodotte dagli sforzi dell'attrezzo. L'asse di figura è inclinato all'orizzonte in modo che le torniture escono naturalmente

dalla bocca. Si incomincia il foro con un scarpello particolare chiamato *langue de carpe*, indi, col mezzo di due fili a piombo, si pone l'asta del trapano nella direzione di una linea tracciata sul banco da trapanare. Questa linea è in uno stesso piano verticale coll'asse del pezzo, e forma al disopra del suo prolungamento, un angolo di alcuni secondi, che alla sua sommità ha la bocca del cannone.

L'attrezzo è saldissimo quando incomincia a mordere; apre davanti a lui un cilindro concentrico all'asse del pezzo. Quando la testa è impegnata l'asta è sollevata a causa dell'angolo formato dall'asse del pezzo colla direzione del trapano; essa piega ed appoggia il calcio dell'attrezzo sulle pareti dell'anima. Se questa è ben centrata, l'istrumento non può più deviare.

Terricamente l'anima non può mai trovarsi eccentrica. Nella pratica diverse cause conducono a questo dispiacevole risultamento; noi indicheremo la piega del falso bottone che può cedere sotto il peso del pezzo; un difetto nella costruzione del trapano il cui scarpello non passi per l'asse. L'eccentricità si manifesta tosto alla bocca, e si rende l'oscillazione dell'asta sensibile col mezzo di una squadra immobile, che si avvicina sul banco e presso la bocca e che abbraccia il piano e lo spigolo dell'asta.

Facendo riflettere col mezzo di uno specchio, la luce solare o quella di una candela, nell'anima di un cannone montato sul torno, si vede facilmente al movimento ed alla forma degli angoli luminosi, se il trapano ha proceduto in linea dritta.

Dopo di avere adoperato il trapano, si apre il diametro dell'anima con dei carri. Questi strumenti ritenuti da un lungo cilindro, non possono deviare.

Il secondo rinforzo non potendo essere girato a causa delle onde e degli orecchioni, si digrossa da prima con un bulino ed in seguito colla lima, di cui si fanno scomparire i solchi, con una martellatura ripetuta a lungo.

Perciò che concerne gli orecchioni, si adoperano dei mezzi assai precisi per determinarne la figura e le dimensioni, ma si procederebbe troppo per le lunghe se si volesse qui indicarli, e del resto appartengono alla meccanica.

La posizione dei manichi si deduce da quella degli orecchioni. Una volta che questi sono cesellati, si determinano i manichi con un modulo di essi in tutto simile

a quello che ha servito a porre i manichi in cera sul modello.

2740. Il focone fatto nel bronzo si abbrucia e si ingrandisce. Per evitare questo inconveniente, si pone nel cannone un pezzo di rame. Si mette a profitto la nota proprietà di questo metallo di aumentare di durezza e di tenacità col batterlo a freddo e ricuocerlo. Il rame puro ridotto in lingotti, ricotto, tagliato della lunghezza conveniente e preparato colla malleatura, è posto sul torno, intornito, traforato, e filettato.

Il pezzo viene in seguito stabilito tra due gemelle sopra lunette di legno, restando gli orecchioni posti orizzontalmente.

Due sostegni, fissati nelle gemelle, portano una vite di ferro della stessa grossezza e dello stesso passo del grano del focone; si mette in moto con un mulinetto; il suo galletto è mobile in modo che può prendere tutte le inclinazioni possibili colla verticale.

Dopo di aver determinato il punto culminante del pezzo si inclina la vite in modo che faccia con questo punto un angolo prescritto indicato da una falsa squadra, indi con un trapano si fa un buco in questa direzione.

All'estremità della vite, si adatta in seguito un attrezzo ritenuto da un cilindro. A questo succede un coltello a sghembo, indi un *grain d'orge* laterale. Quando si fa procedere avanti la vite, il coltello apre un primo foro, mentre il *grain d'orge* riproduce nel galletto il passo della vite direttrice. La vite serve in seguito di licciaiuola per mettere il grano nella sua prigione. Questa descrizione è stata estratta dal lavoro del signor Souarmont.

Si prendono molto ragionevolmente delle precauzioni assai grandi per preparare il rame che è destinato alla fabbricazione dei grani del focone. Si adopera del rame il più puro che si possa avere, e si sottopone in seguito ad una serie di operazioni che abbiamo indicato più sopra e che descriveremo in parte.

Si fonde in un forno di affinazione, ritenendo il bagno coperto di carboni, e si dà il vento come per una affinazione ordinaria, avendo cura di spingere il fuoco, al maggior grado. Quando l'affinazione è terminata, si cola il metallo nelle forme, che sono disposte in modo che il lingotto si formi sotto l'influenza di un massello eguale alla metà della sua altezza.

La verga di rame ottenuta viene malleata sotto un pesante maglio in modo da darvi la forma di un prisma

ad otto facce. Durante la malleatura, si innaffia, continuamente con acqua fredda.

Le si fa subire in seguito una seconda malleatura che le dà la forma cilindrica. In luogo di adoperare il martello si fa uso spesso per questa seconda operazione di un laminatore scanellato.

Si è in tal modo che si ottiene il rame puro, denso, temperato ed indurito, necessario alla fabbricazione del grano del focone. Le altre operazioni che subisce non hanno nulla di particolare.

2741. Quando la fabbricazione è giunto a questo punto, il pezzo è sottoposto ad esperienze e verificazioni prescritte dai regolamenti.

La prima visita ha per oggetto la verificaione delle dimensioni e la ricerca dei difetti procedenti dalla fusione. Si adoperano a questo scopo diversi strumenti che non si potrebbero descrivere senza figura. I difetti che si incontrano nei pezzi, sono dovuti a diverse cause ed hanno ricevuto dei nomi particolari.

Si chiamano *bolle* le cavità a superficie liscia prodotte da gaz che non hanno potuto trovare uscita. Esse si incontrano principalmente sotto i primi strati esterni, verso la fine del pezzo, ed attorno dell'orlo del cannone. Nei mortai si incontrano nell'anima.

Le *camere* sono ancor esse cavità, ma a superficie granulata. Procedono da una lega mal fatta, da un amassamento irregolare od interrotto. Esse si trovano in tutta la massa del cannone ed alle pareti dell'anima.

Le *pustole* sono camere piccolissime che non presentano che un punto senza profondità.

Le *sfaldature* sono dovute ad impurità della lega. La superficie esterna ne offre spesso, e si cerca qualche volta di mascherarle quando sono profonde con dei pezzi inseriti facili a riconoscersi. Basta infatti di toccare il luogo sospetto coll'acido nitrico per metterle in evidenza.

Le *macchie di stagno* si osservano in tutta la massa del bronzo. Sono più dure della lega ordinaria, e sono sempre formate dalla lega fusibile, che si separa al momento della consolidazione del metallo. Esse contengono d'ordinario da 18 a 25 per 100 di stagno.

I *siflet* sono solchi longitudinali.

Le *onde* sono dovute ad accidenti di trapanatura, e risultano da tagli irregolari prodotti dal trapano.

2742. Terminata la prima visita in modo soddisfacente, il pezzo viene sottoposto alla prova del tiro. I cannoni

e gli obizzi debbono tirare 5 colpi di seguito sotto un angolo di cinque gradi. I mortai e le pictriere debbono tirare due colpi sotto un angolo di 30 gradi, e due colpi sotto un angolo di sessanta gradi.

Si procede in seguito alla prova dell' acqua. Consiste nel riempire di questo liquido il pezzo ridotto in piedi, e di cui si è otturato il focone. Si visita diligentemente il pezzo dopo ventiquattro ore, per riconoscere le fughe che si potessero manifestarsi.

Dopo queste due prove, il pezzo è sottoposto alla seconda visita che ha per oggetto principale di riconoscere i difetti prodotti dalla esplosione. Questi difetti sono numerosi, ed hanno egualmente ricevuto delle denominazioni caratteristiche.

Il *ricalcamento* è una difformazione dovuta allo sviluppo dei gaz della polvere. Si osserva su tutta la superficie.

Gli *svasamenti*, e le *sbucature* si osservano alla bocca ed al focone.

Le *sgranature* e le *scavature* sono vuoti dovuti alla fusione di qualche parte ricca di stagno.

La *nicchia* della palla è una compressione del metallo che si osserva nella parte del cannone su cui riposava la palla. È dovuto all'inerzia del proiettile, ed alla pressione che esercita su questa parte prima di mettersi in movimento. Quando si produce una *nicchia* pronunciata la palla rimbalza nello stesso cannone e forma altre compressioni che prendono il nome di *battemens*. Il metallo spinto avanti della *nicchia* produce il girello.

I difetti dei proiettili possono in fine produrre delle strisce o delle raschiature che si osservano su tutta la linea percorsa o verso la bocca del pezzo.

2743. Terminata la seconda visita, si rimontano i pezzi ricevuti sul torno, e si trapano con diligenza per ridurre il calibro alla sua dimensione definitiva.

Dopo questo lavoro si procede alla terza ed ultima visita. Terminata questa, si traccia la linea della mira, si tagliano i falsi bottoni, si applicano le marche prescritte, ed i pezzi vengono ammessi definitivamente.

Le bocche da fuoco presentano nell'uso degli accidenti analoghi a quelli che si cerca di verificare nelle prove ora descritte.

Il signor Gay-Lussac ha esposto nettamente come si è detto, i principii cui si riferiscono i diversi accidenti che loro sopravvengono, e che li mettono fuori di ser-

vizio. Gli uni si riferiscono alla resistenza meccanica che deve opporre all'urto della palla; gli altri all'azione chimica dei gaz risultanti dalla detonazione; e forse anche a quella del zolfuro di potassio, che forma il residuo della combustione della polvere.

Quando la lega manca di tenacità e di durezza, le screpolature, le compressioni, e le graffiature, mettono ben tosto i pezzi fuori di servizio. Tali pezzi non resistono a 500 colpi, e sono spesso inservibili al 50° od anche più presto.

Se la lega possiede una tenacità ed una durezza conveniente, i pezzi possono sopportare 3,000 colpi ed anche di più e deperiscono allora per solchi dovuti all'azione chimica.

I pezzi di grosso calibro resistono meno di quelli di piccolo calibro a motivo che nella fusione hanno sofferto un maggiore sconcerto nella proporzione della lega. Finalmente, quando la proporzione dello stagno aumenta, gli effetti meccanici diminuiscono, ma gli effetti chimici aumentano. Si è questo motivo che induce a diminuire lo stagno sino che si può senza nuocere alla durezza. Per cui si considera la lega a 8 di stagno per 100 di rame, come preferibile all'altra pei piccoli calibri. (2185).

Campane.

2744. La fusione delle campane può eseguirsi come quella dei cannoni. Ciò non ostante, siccome la lega è più fusibile, non occorre di innalzare tanto la temperatura. In oltre, il peso considerevole che le campane possiedono spesso, e le difficoltà del trasporto che ne risulta, hanno resa ambulante questa industria. I forni si stabiliscono a prossimità del campanile, e sono perciò costrutti leggermente non dovendo servire che una sola volta.

È evidente che l'arte del fonditore di cannoni si è formata su quella del fonditore delle campane, che l'ha preceduta, e come si vede facilmente, i metodi avrebbero dovuto partire da principii affatto opposti.

In fatti, la fusione dei cannoni si eseguisce in officine permanenti, e non produce che pezzi di volume inferiore a quello delle grosse campane. Ciò non ostante al principio si è copiato tutto, e si è solo provveduto a rendere i forni più durevoli, conservando gli stessi metodi di modellare. Questi metodi, che convengono benissimo per le campane che variano di dimensioni e di peso ad ogni fondita, non sono opportuni pei cannoni, le cui dimen-

sioni sono regolate e costanti. Laonde i processi che si descriveranno sono adattati per l'industria che li ha creati, al pari che, i già esposti più sopra sono in opposizione alle idee fondamentali che dovrebbero presiedere alla fabbricazione dei cannoni. È poco probabile che la fusione delle campane sia modificata, ma si può sperare per quella dei cannoni dei miglioramenti reali e prossimi.

La lega delle campane dovrebbe essere formata di 78 di rame sopra 22 di stagno, ma si aumenta nella carica la proporzione dello stagno per rimediare agli effetti dell'ossidazione; e questa, variabile colla condotta del fuoco, riconduce la lega ad un titolo che non è costante. È raro che le campane non contengano 80 di rame per 100 e ben più ancora che lo stagno solo formi il resto della massa, e che non vi si trovi anche del piombo e dello zinco in quantità notabili. Questi due metalli procedono da molti rottami di attrezzi di ottone, di rame stagnato, o di rame con saldature, che entrano sempre nei materiali della lega.

La fusione delle campane non verrebbe bene intesa se non si dessero alcune definizioni relative alle diverse loro parti.

Il *cervello* della campana è la parte superiore a cui sono uniti gli anelli al di fuori e l'anello del battente al di dentro; la sua larghezza dipende dal diametro della campana; essa è d'ordinario eguale alla metà del diametro inferiore di questa; la sua grossezza è eguale al terzo della grossezza dell'orlo; ma, affinchè gli anelli siano più solidi, si fortifica il cervello con uno strato di materia della stessa grossezza; e che si chiama l'*onda* o la *calotta*.

Il *vaso superiore* è quella metà della campana che si innalza al di sopra delle *faussures*; bisogna intendere con quest'ultimo termine il punto della superficie esterna od interna di una campana dove cessa di seguire la stessa convessità: si è sulle *faussures* che si riuniscono agli archi dei diversi cerchi di cui è formata la curva esterna; curva che per questa ragione non è una linea omogenea e continua. Le *faussures* hanno d'ordinario un corpo di grossezza.

Viene in seguito la *gola* che non è che il dilatamento compreso tra le *faussures* sino all'orlo della campana. Questo orlo, che chiamasi anche *panse*, è l'estremità assai grossa della campana, o il largo su cui lavora il battente. La *patte* è la parte più inferiore che termina la campana assottigliandosi.

L'orlo che è la base di tutte le misure, si divide in tre parti eguali che chiamasi *corpo*, e che servono a dare le differenti proporzioni del profilo di una campana per eseguirne la forma.

2745. Per eseguirne la forma, bisogna da prima costruire il *compasso*, che è un albero di ferro il cui cardine gira in un dado fissato sopra un forchetto di ferro, suggellato saldamente in mezzo di una fossa escavata presso il forno. Questa fossa deve avere una profondità maggiore dell'altezza della campana. Due bracci di ferro sono riuniti sull'asse del compasso ad una conveniente altezza, e possono ricevere una tavola che fa funzione di secondo braccio del compasso. Su questa tavola sono tracciate tre linee; la prima è la curva dell'interno della campana, la seconda la curva dell'esterno o *modello* e la terza la curva della *cappa*.

Si fabbrica nel fondo della fossa un muro circolare di mattoni orizzontale. Sopra questo muro si pone uno strato circolare di mattoni a 2 millimetri della tavola, tagliati secondo la curva interna della campana; su questa prima linea se ne pone una seconda e così di seguito sino a che questo muro vuoto sia giunto all'altezza del cervello della campana. Si copre allora questo muro con un cemento composto di terra e di sterco di cavallo; facendo girare la tavola l'ugnatura porta via tutto l'eccedente del cemento, e dà al nocciolo la forma conveniente.

Si pongono nell'interno di questo nocciolo dei carboni mezzo accesi, per espellerne tutta l'umidità. Quando è ben secco, si applica un secondo strato di cemento, si fa seccare di nuovo, e si rinnova l'operazione sino a che il nocciolo sia perfettamente secco; si sparge finalmente su di esso della cenere bene stacciata, e si eguaglia colla tavola.

In seguito si smonta la tavola del compasso, e si taglia via sino alla curva che deve servire a formare il modello.

Il *modello* è composto di un miscuglio di terra e di borra, di cui si formano diversi pezzi, che si applicano sul nocciolo, e che si uniscono tra loro; si termina il modello con diversi strati dello stesso cemento stemperato, che si rende eguale col compasso, e che si fa seccare; l'ultimo strato è formato di sego e di cera fusa, che si stende col compasso su tutta la superficie del modello; si è questo strato che riceve i cordoni, le lettere e le

armerie; i cordoni col mezzo di incavi fatti nella tavola; le lettere ecc. col mezzo di un pennello immollato nella cera fusa, che serve a formarle, e che vengono poi perfezionate dallo scultore.

Per eseguire la *cappa* si smonta di nuovo la tavola del compasso, si taglia sino alla terza linea di cui abbiamo parlato. Il primo strato della cappa è composto di terra bene stacciata mista con borra assai fina. Si applica col pennello sopra tutto il modello e si lascia essiccare da sè stessa; si pongono in tal modo successivamente diversi strati, sino a che arrivi alla grossezza di circa 3 millimetri. L'ultimo strato è fatto con un cemento più grossolano, che si lascia egualmente seccare senza fuoco; in seguito, si accende il fuoco nella forma, e se ne aumenta a poco a poco l'intensità in modo da fondere la cera che scorre pei buchi fatti al basso della cappa, e che si otturano in seguito con terra. Queste cappe sono armate di cerchi di ferro, con anelli che servono ad innalzarle quando si vuole estrarne il modello.

Per formare il cervello rimasto aperto in alto del nocciolo del modello e della cappa, si termina da prima il nocciolo colle materie di cui è stato costruito, si mette a posto l'anello di ferro che deve sostenere il battente; e si interra nel muro del cervello in modo che la parte inferiore passi al di dentro della campana, e la parte superiore resti involupata dal metallo. Si forma in seguito con cera, il cervello e l'*onde* che lo rinforza col mezzo di un compasso fatto espressamente; si modellano egualmente in cera gli anelli, ed in seguito il *ponte* o il pilastro posto al centro del cervello, su cui si riuniscono tutti gli anelli.

Tutti questi pezzi vengono coperti con pennelli dello stesso cemento che ha servito per incominciare la prima cappa, alla quale questa seconda non deve aderire; si estrae in seguito, si fa cuocere e la cera fondendosi lascia un vuoto che il metallo deve riempire per formare il cervello e gli anelli della campana. Ben inteso che si devono formare nella parte superiore della cappa diversi buchi pei getti e per gli spiragli.

La cera che si adopera pel modello è un miscuglio di 100 parti di cera gialla, 10 di trementina comune e 10 di pece grassa, che si fanno fondere insieme, evitando l'ebullizione, che rendendo la materia schiumosa, impedirebbe di ripararla prontamente.

Per estrarre il modello della campana si estrae la prima

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO. 423

cappa col mezzo di un verricello; si distrugge il modello e si rimette la cappa negli incontri formati in origine sulla cappa della campana, si pone quella degli anelli cui vennero lasciati egualmente gli incontri. Si lutano bene queste due cappe insieme, non che la cappa della campana colla forma che sostiene tutto il modello che trovassi allora intieramente finito. Si ricuocè il cemento che ha servito a congiungere questi pezzi, avendo cura di moderare il fuoco per evitare le screpolature. Si riempie in seguito la fossa di terra compressa attorno al modello.

2746. Il forno adoperato per la campana è lo stesso di quello adoperato per la fusione dei cannoni. Si cerca di far entrare nel bagno tre parti di rame rosso ed una parte di stagno. Si mette tutto il rame ed i due terzi dello stagno, e quando la lega è in fusione, ed è sbarazzato dalle *crasses*, vale a dire poco prima della colata, si aggiunge il resto dello stagno.

Il metallo è condotto da un canale di terra cotta, in una vaschetta posta al di sopra della forma, e questa si riempie bentosto. Si lascia raffreddare, si rompe la cappa, e si netta la campana al di dentro ed al di fuori.

La quantità del metallo che si mette nel forno è di circa un decimo superiore a quella della campana.

La proporzione di tre parti di rame sopra una di stagno, non è invariabile. Richiedesi più di rame nelle grosse campane che nelle piccole, ma non si ha una norma sul rapporto da conservarsi tra le sostanze del miscuglio, secondo la grandezza e la grossezza delle campane perchè rendano il maggior suono.

Il *battente* è una massa di ferro che superiormente termina in un anello nel quale si fa passare un forte soatto di cuoio di cavallo. Si stabilisce nell'asse del pero, l'arco che descrive il centro di gravità deve passare per le *pinces* della campana, per colpire con migliore effetto. In quanto alle sue proporzioni relative, si adatta un battente più leggero in proporzione alle campane grosse che alle piccole. Il battente per esempio di una campana di duecento cinquanta kil. è di circa dodici kilogrammi, e quello di una campana di cinquecento è di meno di venti kilogrammi.

2747. Le campane fuori di servizio possono essere utilizzate per fonderne di nuove; ma accade qualche volta, che si cerca di separare il rame e lo stagno per ado-

perarli alla fabbricazione di diverse leghe. All'epoca della rivoluzione Francese si dovette sciogliere questo problema: quando le campane furono fuse per la fabbricazione dei cannoni.

L'operazione che ha per oggetto l'affinazione del metallo delle campane, è la stessa di quella dell'affinazione del rame nero; solo che le difficoltà in questo caso sono maggiori per la grande quantità di stagno delle leghe, e per la circostanza di dover conservare anche lo stagno.

Nel grande lavoro della rifusione delle campane le operazioni non furono da prima ben concepite; poichè si ebbe in vista principalmente l'estrazione del rame; ma pel concorso successivo di diversi chimici ed industriali il lavoro si perfezionò a poco a poco, e si poté trar partito finalmente di tutti i componenti della lega.

Il processo primitivo dovuto a *Fourcroy* è basato sulla proprietà che possiede lo stagno di essere più fusibile e più ossidabile del rame.

1.° Si prende una certa quantità di metallo delle campane; si calcina in un forno a riverbero; si raccoglie l'ossido che si produce, e dopo di averlo ridotto in polvere, si mescola con una quantità doppia di questo metallo, che si è fatto fondere in un forno simile a quello che si è impiegato per la calcinazione. Si agita il tutto con molta cura, ed in seguito si aumenta il fuoco. A capo di alcune ore la lega è distrutta, e si ha da una parte del rame quasi puro, e dall'altra un composto di ossido di rame e di ossido di stagno con una certa quantità di terre procedenti dal forno. Questo composto soprannuota alla superficie del bagno di rame, e forma le *scorie*. Queste levate via con un riavolo, vengono polverizzate e separate colla lavatura dai frammenti di rame che contengono. Il bagno di rame viene colato tostochè ne sono state estratte le scorie; contiene ancora un ceutesimo di stagno.

2.° Le scorie ottenute vengono riscaldate fortemente in un forno a riverbero con un ottavo del loro peso di carbone; questo riduce gli ossidi di rame e di stagno, e fornisce una lega composta di circa sessanta parti di rame e quaranta di stagno, e di nuove scorie contenenti molto più stagno delle precedenti. Si riducono poi in un forno a manica, e la nuova lega che ne risulta contiene circa venti otto di rame e settantadue di stagno.

3.° La prima lega ottenuta dalle scorie trattate col carbone, viene calcinata in un forno a riverbero; ma la

massa non deve essere agitata. La superficie del bagno si copre di uno strato di ossido, che si forma a poco a poco e che ha da cinque a sei millimetri di grossezza; si continua l'operazione sino a che il metallo che resta nel forno, sia ricondotto al titolo del metallo di campane, ciò che si riconosce facilmente al colore bruno-nerastro che prendono gli strati di ossido quando il metallo è giunto a questo punto; sino a che sono bianche, non contengono che dell'ossido di stagno; e quando l'ossido di rame incomincia a formarsi, divengono grigie. La lega, ricondotta a questo titolo, viene trattata come il metallo da campane.

4.° La seconda lega procedente dalla calcinazione delle scorie ricche al forno a manica, viene sottoposta allo stesso trattamento della precedente, sino a che sia ricondotta ad un dipresso allo stesso titolo. Non forma al principio che dell'ossido di stagno puro o quasi puro; si leva via quest'ossido, e si continua la calcinazione sino a che l'ossido formato divenga grigio, indi bruno, ciò che indica la produzione dell'ossido di rame. Il metallo residuo è ancora un metallo da campane, che si tratta come il precedente.

5.° L'ossido di stagno che si produce in queste diverse operazioni, viene mescolato col decimo del suo peso di carbone, si agglutina il miscuglio coll'acqua, e si tratta nel forno a manica; l'ossido di stagno si trova ridotto, e resta dello stagno quasi puro. Se contenesse troppo rame dopo di averlo fuso in una caldaia di ghisa, si lascerebbe raffreddare sino a che il bagno fosse incapace di carbonizzare la carta. Il rame in lega con una certa quantità di stagno, si riunirebbe in fondo della caldaia in una massa pastosa, ed il bagno soprannuotante, che non conterrebbe che stagno, verrebbe estratto a strati e modellato.

La prima parte del processo ora descritto, è dovuto a Fourcroy; e la seconda, quella del trattamento delle scorie, ai signori Anfrye e Lecour, che pei primi riuscirono ad estrarre lo stagno ed il rame, dalle scorie ottenute nel trattamento del metallo delle campane, intieramente lavorato col processo di Fourcroy, e che aveva fornito una tale quantità di scorie che se ne faceva uso per raccomandare le strade.

Il signor Breant riprese in fine il trattamento delle scorie, e fece uso di un processo più certo e più razionale. Mescolava le scorie con una maggior dose di carbone, in modo da ridurre tutti i metalli. Facilitava poi

la riduzione coll'aggiunta di materie atte a mettere in libertà gli ossidi; vennero adoperate a questo scopo certe scorie dei trattamenti anteriori, dei vetri da bottiglia, del carbonato di calce ec.

Il metallo ottenuto, veniva sottoposto ad una liquazione ben diretta, i salmoni venivano posti sull'aia in pendio di un forno a riverbero. Le prime porzioni di metallo che scorrevano constavano in generale di una lega di piombo e di stagno. Si otteneva in seguito dello stagno puro, e finalmente una lega di stagno e di rame. La parte infusibile della lega constava di uno scheletro spungoso e cristallino contenente molto rame e poco stagno. Era poi trattata questa parte come rame nero coi metodi ordinari di affinazione. Lo stagno piombifero e lo stagno ramifero potevano essere posti tosto in commercio; il primo pei bisogni dei vasellai di stagno, il secondo per la fabbricazione del bronzo.

Combinando i processi di Fourcroy e del signor Briant si avrebbero in simili casi dei risultati pronti e vantaggiosi.

Fondita in sabbia. — Medaglie e monete.

2748. Pei minuti oggetti, il bronzo viene fuso in crociuoli e colato in forme di sabbia. Queste forme si fanno sempre nelle fonderie di Parigi colla sabbia argillosa di Fonteney-aux-Roses. Questa sabbia è gialla, ma diviene tosto nera in causa del miscuglio continuo di carbone in polvere che si adopera per spolverizzare le forme.

Si schiaccia la sabbia con un cilindro, si umetta leggermente, e si fa la forma, che si eseguisce come le forme in conchiglia dei canuoni, vale a dire col mezzo di due telai con incontro in tre punti. Si riempie il telaio inferiore di sabbia battuta, che si copre di carbone in polvere per impedire l'aderenza del modello. Si fa penetrare sino alla metà della grossezza, il modello che è di legno o di metallo, e si mette a posto il secondo telaio. Si ricopre la parte del modello che è scoperta, e la superficie stessa con un poco di carbone, di cui si fa andar via la parte eccedente con un soffietto a mano. Finalmente si riempie il secondo telaio con sabbia battuta con un mazzuolo.

Nel collocare il modello si pongono delle verghe d'ottone che giungono da una parte a toccare il modello e dall'altra all'estremità del telaio. Una di esse serve a formare un tubo pel quale si getta il metallo, che chiamasi

getto, e le altre a dar uscita ai gaz o vapori, e chiamansi *spiragli*. Il carbone adoperato per prevenire le adherenze chiamasi dai Francesi *ponsif*; vi si potrebbero sostituire diverse polveri, che raggiungerebbero lo stesso scopo. Terminata la forma, si separano i due telai, si estrae il modello e le verghe del getto e degli spiragli: si riparano i difetti della forma, e si mettono in libertà le comunicazioni delle diverse parti. Finalmente si fa essiccare la forma al fuoco.

Come esempio di questo genere di modellare, daremo qui ciò che concerne la fabbricazione delle medaglie di bronzo dietro il lavoro del sig. Puy-Maurin figlio.

2749. È noto quanto le medaglie di bronzo degli antichi abbiano resistito al tempo. La loro durezza, la difficoltà di ossidarsi ne sono le cause, e riesce spiacevole che siasi dovuto per molto tempo sostituire al bronzo il rame rosso in questa importante fabbricazione.

Il bronzo può in oggi essere adoperato colla maggior perfezione in tutti gli usi numismatici e monetarii. Non solo si sono fabbricate con questa lega molte medaglie, ma se ne è fatto uso anche pei soldi posti in circolazione nelle colonie.

Sono pochi anni che la questione della fabbricazione delle monete di bronzo è stata agitata seriamente. Il signor Mongez se ne è occupato molto ed ha indicato il processo che gli sembrava il più razionale, dietro l'esame delle medaglie antiche. Il signor Mongez aveva proposto due metodi. Nel primo la monetazione si eseguiva a caldo; ma questo processo presenta tali difficoltà che non si è potuto adottare comunemente. Nel secondo metodo che il signor Jéniffroy, dopo di lui il sig. Chaudet, ed in fine il sig. Puymauin figlio hanno adottato, il bronzo viene monetato a freddo, venendo il rilievo preparato almeno per la massa con una preventiva fusione in forme. Questo processo che riesce perfettamente, è stato descritto con diligenza dal sig. Puymaurin che ha messo a profitto tutti i sussidii dell'arte per portarlo ad un grado che lascia poco a desiderare.

2750. Il processo del modellare le medaglie è simile a quello in uso nell'arte del modellatore. La sabbia adoperata è la stessa, ed i telai della stessa forma; si deve darvi una dimensione media, ed una grossezza limitata quanto può comportarlo la tenacità della sabbia; si deve evitare di comprimerla troppo. È anche opportuno che quella degli strati esterni sia di una grana più grossa affine di facilitare lo sviluppo dei gaz e dei vapori.

Tutti i *ponsif* possono essere adoperati egualmente. Si può far uso di ossa calcinate, di *ponsif* ordinari dei fonditori, e di un miscuglio di questo ultimo coll'ardesia polverizzata. Ciò non ostante il primo deve essere preferito, perchè essendo intieramente solubile nell'acido idroclorico, la pulitura delle medaglie diviene sommamente facile.

Nella fabbricazione delle medaglie i difetti anche i più piccoli di fusione non potendo essere riparati, il fonditore deve conoscere e compensare il restringimento di ogni pezzo. La natura della sua lega deve essere tale indipendentemente dalle proprietà che assicurano la sua durata, che possa colare facilmente, per ben acquistare le impronte; deve possedere abbastanza malleabilità perchè la fabbricazione non alteri i conii, ed abbastanza durata per presentare una resistenza conveniente allo strofinamento. Una lunga pratica, illuminata dalla teorica, e numerose osservazioni, sono indispensabili per ben dirigere questa operazione.

Il getto si eseguisce d'ordinario con un *ébranchoir*, ma siccome le sabbie restano allora scabre su tutta la superficie, e la loro aderenza ne è diminuita, così la materia ne trasporta seco una parte; è dunque più conveniente il sacrificare il primo telaio e di fare un modello di getto. Per ottenerlo si prepara con diligenza il getto nel primo telaio, e vi si cola una lega di piombo e d'antimonio. Si ottiene in tal modo un modello duro abbastanza per resistere alla compressione della sabbia, e che si adatta perfettamente alle medaglie.

Si forma uno spiraglio ad ogni forma ponendo un filo di ferro o di piombo tra i due telai; si estraggono quando la forma è fatta.

Il getto deve essere proporzionato alla capacità delle forme, la sua grossezza non influisce sulla pressione esercitata dal metallo fluido; questa pressione non ha luogo che in ragione della lunghezza. È importante di non ravvicinarlo troppo alle medaglie, e di dare ai differenti condotti una forma più larga che grossa. Questi condotti, che partono dal getto e che comunicano colle medaglie, possono essere disposti in due maniere o nella parte inferiore in forma di sifoni, o nella parte superiore dei pezzi. Il bronzo introdotto per la parte inferiore, ripigliando il suo livello risale in tutte le parti della forma; lascia ai gaz un'uscita più libero; e meno in contatto con essi, e non può in nessun caso, sconcertare le sab-

bie. Questa disposizione dei condotti dovrebbe essere adottata per la fusione delle medaglie, se il bronzo colato in queste forme al grado di temperatura conveniente, offrisse dei risultati soddisfacenti; ma il metallo raffreddato dai circuiti che deve percorrere, non risale beue, se non quando è colato ad una temperatura elevatissima, circostanze che rendono il più delle volte le medaglie porose e variolate. L'introduzione del bronzo per la parte superiore, potendo essere fatta ad una temperatura molta più bassa, non offre questi inconvenienti; vantaggio, che compensa quelli particolari all'altro metodo.

2751. Per quanto sia perfetta la forma, la medaglia ottenuta non riesce mai perfettamente identica a quella che ha servito a fare la forma. Quanto si versa il metallo, ha un grado di calore considerevole; è al suo massimo di dilatazione al momento in cui si rappiglia e prende l'impronta; ma a misura che si raffredda, soffre una contrazione che diviene molto apparente quando queste medaglie vengono poste sotto il conio. La pressione del bilanciere, la fa apparire ancor di più; e tutte le medaglie sono doppiate, vale a dire offrono il doppio contorno del modello e del conio.

L'effetto del restringimento deve dunque essere compensato. Si raggiunge lo scopo applicando sui modelli dei corpi stranieri. Il signor Jénfroy che pel primo ha tentato di compensare questo restringimento, si è servito con successo di una foglia di piombo laminato, che faceva aderire al modello collo strofinamento. A questo processo, troppo complicato per essere eseguibile dagli operai, è stata sostituita con vantaggio, la stagnatura dei modelli, perfezionamento dovuto al signor Puymaurin. Lo strato di stagno, quantunque sottilissimo, basta per compensare il restringimento: le masse si trovano perfettamente disposte; i contorni sono abbastanza tondeggianti per non conservare la forma del modello dopo la pressione ed abbastanza segnati, perchè sia facile al monetaio di far entrare a posto nel conio le medaglie. Questa stagnatura ha non solo per iscopo di compensare il restringimento, ma anche di fare scomparire i piccoli tratti. La fusione in forme non è destinata che a slozzare grossolanamente le medaglie; non deve essere definito alcun contorno. I piccoli tratti debbono essere confusi; il pezzo deve offrire all'occhio una massa imperfetta che viene poi perfezionata dai conii. Le medaglie non hanuo in tal modo altri contorni che quegli impressi dal bilanciere.

2752. La fusione si eseguisce nel crociuolo sopra picco-
le quantità. Si possono adoperare due specie di forni,
quella a corrente d'aria e quella a mantici; ma que-
st'ultima è preferibile perchè il colpo di fuoco è più
vivo, e la fusione si eseguisce in un tempo più breve;
una fusione di 4 a 5 kil. non deve durare che dodici
o quindici minuti. Il bronzo deve essere versato nelle
forme ad una temperatura media, indicata dall'esperienza;
se è troppo freddo, riesce pastoso, cola male, e non
acquista che imperfettamente le impressioni della forma;
se è troppo caldo, agisce fortemente sulla umidità delle
sabbie, e produce uno sviluppamento celere di gaz o di
vapori che non trovando libera uscita, producono delle
bolle nel bronzo.

Ecco i principali caratteri dietro i quali si può giudi-
care dello stato della fusione; ad una temperatura con-
veniente il bagno è di un colore bianco appannato; uno
strato di ossido copre la superficie; essa è abbastauza
unita. Alcune fessure qua e là, lasciano vedere il me-
tallo che è di un bianco vivo. Ad un grado di calore
troppo basso, lo strato di ossido è ondeggiato e di un
colore appannato; ad una temperatura troppo elevata,
l'ossido entra in fusione, ed il bagno è di un bianco
vivo.

Tosto che il bronzo è introdotto nelle forme, si aprono
per estrarne le medaglie ed immergerle nell'acqua; que-
sta tempra aumenta la malleabilità, ed evita un primo
riscaldamento; in questo stato, acquista facilmente la
perfezione dai conii e dal bilancere.

2753. Il monetaio deve usare molta attenzione nel
mettere tra i conii i pezzi che non vi entrano al prin-
cipio che imperfettamente. Ma alla prima pressione i
conii prendono facilmente il loro posto, e il collocamento
della medaglia non presenta più difficoltà. Questa prima
pressione deve quasi perfezionare la medaglia; le altre
non hanno per iscopo che di fare scomparire i piccoli
difetti che potrebbero esistervi ancora. Le medaglie non
ricevono in generale che due o quattro pressioni. Ogni
pressione essendo fatta con più colpi del bilancere è se-
guita da un riscaldamento che distrugge l'induramento
del bronzo e della tempra che lo rammollisce.

Le medaglie vengono allora sottoposte ad un' ultima
operazione, quella della bronzatura, che consiste nel so-
stituire al loro splendor metallico uno strato di ossido
sparso uniformemente sulla loro superficie.

FABBRICAZIONE ED USI DEL BRONZO. 431

La bronzatura delle medaglie è destinata a darvi immediatamente quell'aspetto particolare che acquistano alla lunga e che è noto sotto il nome di *patina antica*; l'arte non può ancora imitarla intieramente; ma questi processi non sono senza analogia con quelli della natura. Le medaglie antiche sono coperte di uno strato più o meno grosso, di protossido di rame. Si produce anche nella bronzatura artificiale, facendo bollire le medaglie in un miscuglio di idroclorato d'ammoniaca, e d'acetato di rame. La superficie delle medaglie si ossida, e l'intensità del colore è proporzionale allo strato di protossido di rame che si è prodotto durante l'operazione. I bronzi troppo carichi di stagno prendono male la patina; ma si riesce bene quando entra dello zinco nella lega, e si strofina il pezzo con sabbia carica di un sale di rame. Si depone del rame in istrati sottili alla superficie del pezzo, e la bronzatura si eseguisce assai meglio.

2754. Il bronzo per la fabbricazione delle medaglie può variare entro limiti assai estesi. Per 100 di rame si può far entrare da 4 a 17 di stagno senza pregiudizio. Ciò non ostante si è trovato che riesciva meglio con 7 a 11 di stagno. Si può sostituire a 2 o 3. cent. di stagno una eguale quantità di zinco. La lega quaternaria di Keller e la lega ferriera del sig. Dussaussoy, offrono gli stessi risultati.

CAPITOLO XIX.

FABBRICAZIONE DEL BRONZO DORATO.

Memoire sur l'art de dorer le bronze, del sig. d'Arcet. Parigi 1818.

2755. Per completare i due precedenti capitoli, ci rimane ad esaminare il processo in uso per la doratura del bronzo. Abbiamo di già indicata (2179) la composizione della lega la più adattata per questo oggetto, e si è veduto che invece di essere un vero bronzo come lo indica il nome suo, è al contrario un vero ottone, od almeno una lega quaternaria contenente ad un tempo dello stagno, dello zinco e del piombo.

Questa lega viene indorata con una amalgama d'oro, che si applica alla superficie, e di cui si espelle in seguito il mercurio col fuoco. Per rendere più facile l'aderenza della amalgama d'oro, si incomincia dall'amalgamare

la superficie cuprea, con una dissoluzione di nitrato di mercurio, che si stende con diligenza. Il mercurio precipitato dai metalli che fanno parte del bronzo, si combina immediatamente con essi, e forma un amalgama in istrato sottile ed uniforme, che serve a facilitare l'applicazione dell'amalgama d'oro.

La teorica di questo processo non è difficile ma la sua esecuzione offre delle particolarità degne d'attenzione.

Si vede benissimo per esempio che operai esposti continuamente a trattare delle dissoluzioni mercuriali, ed a respirarne i vapori, sono esposti a tutti gli accidenti assai gravi dell'assorbimento nella circolazione di questo metallo. Un premio proposto da un antico fabbricatore di bronzi dorati il signor Ravrio, e guadagnato dal signor d'Arcet, ha dato occasione ad un trattato completo dell'arte di dorare sopra il bronzo. Trattavasi di rendere salubri le operazioni di quest'arte, ed il signor d'Arcet ha raggiunto lo scopo nel modo il più soddisfacente.

Richiedesi che operai evitino di toccare le dissoluzioni mercuriali, e che essi trovinsi garantiti dai vapori mercuriali e nitrosi. Il primo quesito non può risolversi in un modo assoluto, e resta abbandonato all'umanità dei capi delle officine. In quanto al secondo è sciolto dagli eccellenti mezzi di ventilazione posti in pratica dal signor d'Arcet. Cammini ben disposti trasportano via tutti i vapori e mantengono attorno all'operaio dell'aria pura per tutto il tempo che dura l'operazione.

Ci allontaneremmo troppo dal nostro oggetto, se si descrivessero qui tali apparecchi. Basterà l'averli indicati e ci limiteremo ad esaminare i processi sotto il rapporto chimico.

2756. L'amalgama d'oro si prepara con oro puro ridotto in lamine sottilissime. Si mettono in un piccolo crociuolo sopra un fuoco di carbone di legna; si fa arroventare leggermente il crociuolo, vi si versa la quantità di mercurio necessaria, si agita il miscuglio con una verga di ferro ad uncino, lasciando il crociuolo sul fuoco; dopo alcuni minuti si ritira dal fuoco, quando si vede che la combinazione è terminata; si versa allora l'amalgama nell'acqua, si lava con diligenza, e se ne esprime comprimendola coi due pollici contro le pareti della terrina in cui si è fatta la lavatura, tutto il mercurio colante che può in tal modo separarsi.

L'amalgama che resta sui lembi inclinati di questo vaso, è allora pastosa, al punto da conservare l'impronta

FABBRICAZIONE DEL BRONZO DORATO. 433

delle dita. Si adopera d'ordinario per fare l'amalgama, otto parti di mercurio sopra una d'oro. Si è dunque un amalgama con eccesso di mercurio che si ottiene, poichè si sa che l'amalgama, compressa nella pelle di caniozzo, abbandona facilmente tanto mercurio per non contenerne che

Mercurio	33
Oro	67

100

Il signor d'Arcet ha analizzata dell'amalgama presa da diversi indoratori, e l'ha trovata in generale composta di:

Oro	9 a 11
Mercurio	91 " 89

Si vede che le proporzioni debbono varicare secondo la doratura che si vuole applicare al rame; quanto più il mercurio domina nell'amalgama, tanto più lo strato d'oro che resta sul pezzo è sottile.

Il mercurio che si separa dall'amalgama, sotto la pressione delle dita, contiene molto oro in soluzione, è un amalgama con grande eccesso di mercurio; se ne fa uso o per fare della nuova amalgama, o per coprire i pezzi di rame che non hanno bisogno che di essere dorati leggermente.

Quantunque la preparazione dell'amalgama si faccia facilmente ad una temperatura bassa, non è però meno pericolosa per la salute degli operai. Si può evitare di spargere nello stabilimento i vapori di mercurio facendo l'operazione sotto la cappa della fucina o nel luogo in cui la corrente d'aria vi è più rapida.

2757. L'amalgama d'oro si applica sul bronzo sia col mezzo dell'acido nitrico puro, sia col mezzo di questo acido tenue in soluzione un poco di mercurio, ed allora si opera nel modo seguente:

Si adopera una piccola fiala che contenga quando è piena, 120 gramme di acido nitrico a 36; vi si mettono 100 gramme di questo acido, e si segna al di fuori sul collo delle fiala, l'altezza alle quale giunge l'acido facendovi un segno con una pietra da fucile, una lima od un diamante.

Si prende una bottiglia a collo largo che possa contenere sei o sette litri, vi si mettono 5 kilog. 600 gramme d'acqua, e si segna egualmente l'altezza a cui arriva il liquido.

Queste due bottiglie in tal modo segnate, semplificano la preparazione delle soluzioni mercuriali, che si fa allora come segue:

Si pesano 100 gramme di mercurio, si mettono nella bottiglia grande che deve essere ben lavata e asciugata; si riempie la fiala d'acido nitrico puro a 36 sino al segno fatto sul collo, e si versa nella bottiglia contenente il mercurio; si rovescia la fiala introducendo il suo collo in quello della bottiglia grande, e la si lascia capovolta in luogo di turacciolo, affinchè sgoccioli bene. La grande bottiglia così coperta, viene posta sotto la cappa della fucina. Il mercurio si discioglie rapidamente senza il soccorso del calore. Quando la soluzione è completa si leva via la fiala, e si lava a più riprese con acqua distillata che si versa nella grande bottiglia.

Si finisce di riempire quest'ultima con acqua distillata sino al segno che abbiamo indicato; si ottura, e si agita in tutti i sensi per operare il miscuglio.

Quando si fa uso di questo liquore per applicare l'amalgama sul bronzo, esso contiene sufficiente eccesso di acido per agire sul rame, avvivandolo, e per aiutare questo metallo a decomporre la soluzione mercuriale; ma questo eccesso di acido non è sufficiente per dare origine ai vapori rutilanti e deleterii che respirano gli operai che si servono d'acido nitrico puro, per applicare l'amalgama sul bronzo.

Questa preparazione non segna che 3. all' areometro di Baumé (1020 peso specifico) e non contenendo d'altronde in soluzione che uu sale con debole eccesso di acido, non intacca le mani e non disorganizza la pelle, come accade sempre quando i doratori adoperano l'acqua forte pura.

Questa soluzione mercuriale non può essere adoperata che per indorare il bronzo greggio. Per indorare il bronzo che ha già ricevuto uno strato di doratura, bisogna rinforzarla coll'aggiungervi alcune gocce d'acido nitrico puro.

2758. Il pezzo di bronzo che si vuole indorare, deve essere ricotto dopo uscito dalle mani del tornitore e del cesellatore, che ne hanno terminato il disegno o l'incisione. L'operaio doratore ricuoe il pezzo col metterlo sopra carboni di legna accesi, e circondandolo di carboni e specialmente di scamosciature che danno un fuoco più eguale e meno vivo. Ha cura che le parti sottili del pezzo non si riscaldino di più delle parti grosse. Quando il pezzo è portato al calor rosso cerasa, l'operaio leva

FABBRICAZIONE DEL BRONZO DORATO. 435

via il combustibile che lo circonda, prende il pezzo con precauzione e lo mette a raffreddare all'aria e lentamente.

I doratori credono che la ricottura non abbia altro scopo che di nettare, di sgrassare il pezzo, e di rendere più facile l'applicazione dell'amalgama alla sua superficie. Essi attribuiscono il bel colore che acquista la doratura a questa pulitura perfetta. Siccome durante la ricottura, una parte dello zinco contenuto nella lega superficiale del pezzo si abbrucia, così il signor d'Arcet crede con ragione, che la superficie del pezzo ricondotta più o meno allo stato di rame rosso, prenda meglio la doratura, ed anche un bel colore. La lega, non avendo cangiato di proporzione che alla superficie del pezzo, esso conserva il vantaggio che gli dà la sua densità, e non vi si imbeve di amalgama d'oro come lo farebbe un pezzo colato di rame puro.

2759. Quando si è fatto ricuocere il pezzo di bronzo, bisogna levare dalla sua superficie lo strato di ossido che vi si è formato. Si adoperano diversi processi per produrre questo effetto.

Si immerge il pezzo in una vaschetta ripiena di acido zolfurico o d'acido nitrico molto diluiti, che si chiama *acqua seconda*, e si lascia in essa abbastanza perchè lo strato di ossido sia ben disciolto od almeno distaccato; e si strofina con una spazzola dura. Quando il pezzo è ben avvivato, si lava e si fa asciugare. La sua superficie è ancora iridata; si immerge allora nell'acido nitrico a 36.° dell'areometro di Baumé (1333, specifico) e si strofina con un pennello a lunghi peli, in una terrina. Questa operazione mette a nudo il metallo, ma per darvi tutto lo splendor metallico, si fa passare il pezzo in un bagno d'acido nitrico a 36.° al quale si aggiunge un poco di fuliggine ordinaria o del sale marino.

L'acido zolfurico non viene adoperato in tutte le officine dagli indoratori, per incominciare l'operazione della purga. Abbiamo detto che si faceva uso anche per produrre questo effetto dell'acido nitrico diluito. Alcuni adoperano dell'acido nitrico più concentrato; ne coprono il pezzo ricotto con un pennello a lunghi peli, rivolgendolo continuamente, e facendo girare il pennello da pertutto, e dipingendo in tal modo il pezzo sino a che il rame sia ben denudato da pertutto. Il pezzo viene in seguito lavato e fatto passare nel miscuglio d'acido nitrico a 36.° di fuliggine e di sale. In tutti i casi, essendo il pezzo ben

purgato viene lavato diligentemente a grande acqua, e involto nella crusca, o nella segatura di legna per asciugarlo completamente, e per evitare in tal modo l'ossidazione che l'umidità determinerebbe alla sua superficie.

Il pezzo quando esce dalla pulitura, deve essere perfettamente netto e privo di ossido. Il metallo è messo a nudo dappertutto; ed offre una bella tinta gialla pallida. La sua superficie sembra granulata o leggermente scabra; se fosse troppo liscia l'oro non vi aderirebbe facilmente; se fosse o troppo raschiata o troppo fortemente scabra, la doratura richiederebbe troppo oro e costerebbe troppo.

L'acido zolforico ha il vantaggio di non produrre vapori nocivi alla salute degli operai; non si arrischia con esso di guastare i lavori che venissero lasciati troppo a lungo nell'acqua acidulata. L'uso dell'acido nitrico debole per incominciare la pulitura, ha i suoi inconvenienti ma l'avvivamento riesce più celere. Accade lo stesso coll'acido nitrico concentrato e messo sui pezzi di bronzo con un pennello.

L'ossido che ricopre il pezzo da pulirsi essendo formato colla calcinazione, è difficile di scioglierlo con un acido. Ma intaccando lo strato di metallo che vi è di sotto, l'ossido si distacca e cade in polvere. L'acido zolforico solo non produrrebbe questo effetto. Non può agire che sullo zinco contenuto nella lega, ed inoltre la sua azione è debolissima.

L'uso dell'acido nitrico offre maggiori vantaggi poichè può disciogliere il rame, lo zinco ed il piombo; ma siccome forma collo stagno dell'acido stannico insolubile, questo sporca la superficie del pezzo che non si può nettare, come abbiamo già veduto, che col farlo passare in un bagno composto di acido nitrico concentrato cui sia stato aggiunto del sal marino e della fuliggine. Si vede che l'uso di questo ultimo bagno ha principalmente per iscopo di disciogliere l'ossido di stagno rimasto sulla superficie del pezzo, e che non produce questo effetto che col mezzo dell'acqua regia, che si forma col miscuglio dell'acido nitrico e col sal marino che si aggiunge, e l'idroclorato di ammoniaca contenuto nella fuliggine.

2760. Quando il bronzo è ben pulito e avvivato, e si può applicarvi l'amalgama d'oro, si mette questa amalgama in un piatto di terra senza vernice e di una grana grossolana, si immerge un pennello di fili d'ottone nell'acido nitrico pure diluito, o nella soluzione nitrica di

FABBRICAZIONE DEL BRONZO DORATO. 437

mercurio, di cui abbiamo già parlato, e si appoggia questo pennello sull'amalgama. Si carica in tal modo di una quantità conveniente di amalgama che si applica tosto sul pezzo da indorarsi. Si distende con diligenza, immergendo di nuovo, quando sia necessario il pennello o nell'acido nitrico o nella soluzione mercuriale, o finalmente nell'amalgama, e si copre in tal modo tutta la superficie del bronzo di uno strato eguale di amalgama.

Tosto che l'operazione è terminata, si lava il pezzo, si fa seccare, e si mette al fuoco per volatilizzarne il mercurio. Quando questo primo strato di doratura non basta, si lava di nuovo il pezzo, e si incomincia da capo l'operazione; ma in questo caso, bisogna aggiungere un poco di acido nitrico puro alla soluzione mercuriale. Si continua l'operazione come si è detto, e si ripete colla stessa cura due tre o quattro volte, secondo la quantità d'oro che si vuole applicare al bronzo.

Quando il pezzo è ben ricoperto d'amalgama, l'indoratore l'espone sui carboni accesi; modera il grado di calore in proporzione del volume, o della grossezza del pezzo. Lo smove, lo riscalda a poco a poco, al grado conveniente; lo ritira dal fuoco, lo prende con una pinzetta a lunghi manichi, lo mette nella sua mano sinistra, che è munita di un guanto di pelle grosso e trapuntato al disotto, e lo fa girare in tutti i sensi strofinandolo e percuotendolo a leggeri colpi con una spazzola a lunghi peli. Con questo mezzo distende uniformemente lo strato d'amalgama.

Si progredisce in questa maniera sino a che tutto il mercurio sia volatilizzato, ciò che si riconosce dal romore che fa una goccia d'acqua che si fa cadere sul pezzo, e dal tempo che impiega ad evaporizzarsi. L'operaio ha cura di non far volatilizzare il mercurio che lentamente. Evita in tal modo la perdita che subirebbe, se rendesse l'amalgama troppo fluida sulla superficie del pezzo, poichè se ne staccerebbe allora colla spazzola. Potrebbe anche distaccarsene col decrepitare se il pezzo fosse portato rapidamente ad una temperatura troppo elevata. L'operaio indoratore esamina bene il pezzo che ha fatto passare al fuoco, e ne ripara le ineguaglianze della doratura ed i difetti, caricandolo di nuova amalgama sino a che ne trova la doratura perfetta. Il pezzo, ridotto a questo stato, viene lavato e strofinato diligentemente col mezzo di un pennello di ottone carico di acqua acidulata con aceto. Si lava il pezzo e si fa asciugare con un fuoco di scamosciature.

2761. Se il pezzo deve avere delle parti brunite ed altre appannate, si coprono le parti che debbono essere brunite con un miscuglio di bianco di Spagna, di zucchero non raffinato, e di gomma stemperata nell'acqua. Questa operazione chiamasi *risparmiare*. Si fa asciugare il pezzo e si riscalda al punto conveniente per espellere il poco mercurio che potrebbe ancora rimanervi; punto indicato dal colore che prende il pezzo, e dalla tinta nerastra che lo zucchero e la gomma, che incominciano a carbonizzarsi, comunicano alla parte coperta. L'operaio estrae il pezzo del fuoco, lo lascia raffreddare un poco e lo fa passare in seguito allo smorto con un processo che verrà descritto in seguito. Se il pezzo deve essere brunito per intero, non si copre col già indicato miscuglio, ma si riscalda e si immerge quando è ancora un poco caldo nell'acqua acidulata coll'acido zolforico. L'indoratore lava in seguito il pezzo, lo asciuga e vi dà la *brunitura*.

La *brunitura* si ottiene collo strofinare il pezzo con brunitoi di ematite o di pietra sanguigna. L'operaio immerge il suo brunitoio nell'acqua acidulata con aceto, e strofina il pezzo avanti e indietro fino a che divenga di uno splendore metallico. Quando è ben brunito, lo lava nell'acqua fredda, lo asciuga con un pannolino sottile e compie l'operazione col farlo essiccare lentamente sopra una gratella posta sopra braciere pieno di brace accesa.

2762. Lo smorto si dà col coprire il pezzo con un miscuglio di sal marino, di nitro e d'allume fuso nell'acqua di cristallizzazione contenuto in quest'ultimo sale: si rimette il pezzo al fuoco, si riscalda, sino a che lo strato salino che lo copre divenga omogeneo, quasi trasparente, ed entri in una vera fusione. Si leva allora il pezzo dal fuoco, e si immerge celeremente nell'acqua fredda che ne separa lo strato salino, e che leva via lo strato di bianco di Spagna zuccherato e gommato, di cui si era fatto uso per *risparmiare*. Si fa allora passare il pezzo nell'acido nitrico debolissimo, si lava a grande acqua, e si fa seccare esponendolo all'aria o sopra un braciere od anche asciugandolo leggermente con pannolini netti e asciutti.

FABBRICAZIONE DEL BRONZO DORATO. 439

Il miscuglio salino che serve a dare lo smorto consta d'ordinario di

Nitrato di potassa	40
Allume	25
Sal marino	35
	100

La sua azione è eguale a quella del cloro o di un'acqua regia debolissima. Questo miscuglio contiene quattro sali: il zolfato di potassa, il zolfato d'allumina, il nitro ed il sal marino. Il primo non ha azione; il secondo si decompone agendo sui due altri, e ne risulta in tal modo un miscuglio formato di zolfato di potassa, di zolfato di soda, di nitrato di allumina e di cloruro d'alluminio. Questi due ultimi corpi si distruggono reciprocamente coll'innalzamento di temperatura, e danno dell'allumina, del cloro, e dell'acido nitroso. È il cloro che agisce. Il miscuglio dovrebbe dunque contenere.

1 at. nitro	21,4
1 at. sal marino	12,2
27/3 at. allume di potassa	66,3

100,0

proporzioni ben diverse da quelle che precedono, e probabilmente preferibili se lo smorto si ottiene col semplice effetto al quale viene attribuito.

2763. Quando si vuol dare ad un pezzo di bronzo indorato, il colore dell'*oro macinato*, si strofina con un pennello di ottone un poco meno del solito; si riscalda più fortemente che se si volesse renderlo *smorto*, e si lascia raffreddare un poco. Si stempera con aceto il colore di *oro macinato* che è un miscuglio di pietra sanguigna, d'allume e di sal marino. Si prende questo composto con un pennello e si copre il pezzo di bronzo dorato, avendo cura di risparmiar il *brunito*; si mette sopra carboni accesi, si avviva un poco il fuoco con un soffietto, e si lascia riscaldare sino a che il colore incomincia ad annerirsi. Il pezzo deve essere abbastanza caldo perchè l'acqua gettata su di esso si riduca in vapori con romore. Si ritira allora dal fuoco, e si immerge nell'acqua fredda; si lava bene, e si eguaglia il colore ranciato della doratura, strofinando il pezzo con un pennello imbevuto di aceto se è liscio, e d'acido nitrico debole se è inciso e carico di cesellature; in entrambi i casi, si lava a grande acqua, e si fa asciugare sopra un fuoco dolce.

Non è facile lo spiegare come agisca questo miscuglio. Si può però presumere che contenga del zolfato di potassa, del zolfato di soda, all' acetato di allumina, del percloruro di ferro, e del perossido di ferro. Sono questi due ultimi corpi che agiscono. Il percloruro di ferro, agendo sul rame del bronzo, produce del protocloruro di rame, e passa esso medesimo allo stato di protocloruro di ferro. Il protocloruro di rame, agendo poi sul perossido di ferro, forma del protossido di rame e del cloruro di ferro. Si è il protossido di rame che pel suo color rosso inclina al ranciato, tinta della doratura. Bisogna considerare questa spiegazione come assai incerta, sino a che non sia stata verificata dall' uso diretto del percloruro e del perossido di ferro misti ed impiegati soli.

2764. Quando si vuol dare al pezzo dorato il colore rosso della lega d' oro e di rame impiegata per la fabbricazione delle bijouterie, si prende il pezzo che esce dalla fucina di già dorato ed ancor caldo. Si attacca ad un filo di ferro, e si immerge nella composizione nota sotto il nome di *cera da indorare*, e che è formata di cera gialla, d' ocra rossa, di acetato di rame e d' allume. Si mette sopra un fuoco di carbone di legua ben acceso, si fa riscaldare fortemente, e si favorisce la accensione del miscuglio che lo ricopre gettando alcune gocce dello stesso miscuglio sui carboni ardenti; si fa girare a più riprese sul fuoco in modo che la fiamma sia dappertutto, egualmente viva. Quando tutta la cera del colore è abbruciata e la fiamma si estingue, si immerge il pezzo nell' acqua, si lava e si strofina col pennello con aceto puro. Se il colore non è bello, e di tinta eguale, si copre il pezzo, di acetato di rame stemperato nell' aceto, si fa asciugare sopra un fuoco lento, si immerge nell' acqua e si strofina ancora con aceto puro, o con un poco di acido nitrico debole se la tinta che ha è troppo nera. Si lava finalmente il pezzo indorato, si brunisce, si lava ancora, si asciuga con un pannelino sottile, e si fa essiccare sopra un fuoco lento.

In questa operazione, si ha di mira di abbassare il titolo della doratura e di ridurla a 750 millimetri in circa, titolo dell' oro delle bijouterie. Si ottiene lo scopo col ridurre l' acetato di rame della composizione adoperata. Il rame che ne proviene s' unisce coll' oro della doratura e lo riduce al titolo ricercato in modo più o meno esatto.

CAPITOLO XX.

FABBRICAZIONE DEL MINIO E DEI PALLINI DA CACCIA.

Fabrication en grand du minium, patente del signor Ollivier; *Patenti estinte*. Tom. II, pag. 232.

2765. Descriveremo la fabbricazione del minio, quantunque questo prodotto non entri nel piano che abbiamo adettato in questo libro; ma sarebbe stato difficile di studiarlo prima di conoscere tutte le particolarità che risguardano il trattamento del piombo.

In fatti la sola difficoltà che si deve vincere nella fabbricazione del piombo, consiste nel procurarsi del piombo puro ed affatto esente di rame. Vinta una volta questa difficoltà metallurgica, il resto diventa facile. Descriveremo il processo posto in uso per la produzione del minio, indi ne discuteremo i principii dietro fatti certi.

La fabbricazione del minio è probabilmente di tutte le industrie chimiche; una, di quelle che hanno fatto minori progressi. In fatti, negli stabilimenti poco numerosi dove si fabbrica questo prodotto, si adoperano ancora in oggi i processi che erano già in uso da molto tempo.

Questa fabbricazione che, malgrado la numerosa serie di manipolazioni che esige, è facile e lucrosa, sarebbe capace di grandi miglioramenti, e di grandi, importanti perfezionamenti.

2766. Ecco il modo di fabbricazione e l'andamento del lavoro, nella fabbrica del sig. Roard de Clichy che è montata in grande, e che produce da sola più di metà del minio versato annualmente in commercio.

La calcinazione, o conversione del piombo in protossido, si eseguisce in un forno a riverbero a volta molto depressa, in cui la fiamma penetra per tre canali tra il focolaio e l'aia. Dopo di aver lambito tutte le superficie, esce per due altri canali, posti dirimpetto e comunicanti col cammino col mezzo di un condotto.

A cinque ore del mattino, il forno viene acceso e caricato di 325 a 350 kil. di piombo in pani. Quando questo metallo è fuso, l'operaio calcinatore armato di un lungo riavolo di ferro, agita vivamente il bagno, su tutta la sua superficie. A misura che l'ossido si produce, sotto forma di una pellicola iridata, la spinge al fondo del forno, e continua in tal modo sino a che tutto il

piombo sia convertito in una massa polverosa. A quest'epoca l'operazione diviene più penosa; si aumenta il fuoco, in modo che tutto l'interno del forno giunga al rosso cerasa. Si spinge tutta la materia nel fondo del forno, comprimendola col riavolo, per esprimerne il piombo che può ancora contenere; indi si stende ancora sull'aia e vi si fanno dei solchi con un angolo del riavolo. Si continua in tal modo sino a che non appaia più traccia di piombo liquido. Una volta che l'affinazione (1) è incominciata è indispensabile di non interromperla; poichè se al momento del colpo di fuoco, l'operaio cessasse di far manovrare il suo riavolo, la superficie della materia subirebbe una fusione assai nociva, poichè, dà al minio un aspetto cristallino, che lo farebbe rifiutare con ragione dai consumatori. Si è per questo motivo che non si deve innalzare la temperatura al di sopra del rosso cerasa.

Quando il piombo sembra intieramente convertito in ossido, vale a dire quando non si vede più del piombo colante, si fa cadere il fuoco, e si carica il forno, come si vedrà in seguito per la riverberazione.

La calcinazione esige presso a poco da sette ad otto ore, secondo la capacità dell'operaio, e la qualità del piombo; si osserva in fatti che quanto più il piombo è puro, tanto più facile e pronta riesce l'ossidazione. I piombi per esempio d'Inghilterra, sono assai più facili ad essere lavorati che quelli di Spagna e di Francia. L'operazione incomincia a cinque ore del mattino, ed è d'ordinario terminata a mezzo giorno o ad un'ora.

Si adopera indifferentemente come combustibile la legna o il carbon fossile, modificandosi però il focolare del forno secondo che si preferisce l'uno o l'altro. Il carbon fossile è più economico, ma richiedonsi molta cura e molte precauzioni nella scelta che se ne fa; deve mandar fiamma, ed essere meno zolfooso che sia possibile. Il prodotto della calcinazione rimane nel forno sino al giorno successivo; quando si vuole incominciare una nuova calcinazione, si estrae con una lunga paletta di ferro, e si trasporta al mulino da lavare.

2767. Ecco la disposizione di questa *laveria*.

In una vasca di legno forte, di tre piedi e mezzo di altezza sopra due piedi e mezzo di larghezza, si dispone

(1) Si dà il nome di affinazione a questa parte della calcinazione che ha per iscopo di convertire in ossido le ultime particelle di piombo.

un mulino da macinare; la macina inferiore è fissa, forma il fondo del tino, la superiore è triangolare, di sette ad otto pollici di grossezza, e di due pollici meno larga di quella su cui gira; sono entrambe di silice molare a grana fina. La vasca del mulino ha due buchi, l'uno alla superficie della macina fissa, l'altro dal lato opposto, a dodici o quattordici pollici di altezza. Questo ultimo buco comunica col mezzo di una canale con un tino di legno, foderato di piombo, di dodici a quindici piedi di lunghezza sopra tre di larghezza, e tre di profondità. Il tino è diviso da tre o quattro diaframmi che formano quattro o cinque compartimenti separati; nella loro parte superiore si conserva una piccola apertura di quattro pollici di lunghezza sopra due di altezza, per lo scolo delle acque. Si ha cura di porre questi diaframmi diagonalmente, onde contrariare il movimento del liquido più che si può. All'estremità del tino, si unisce un tubo di piombo, che pesca in un tino sepolto in terra al di sotto del mulino, ed in cui trovasi una tromba aspirante, in modo da far entrare di nuovo l'acqua che cade in esso nella vasca del mulino.

Il buco della parte inferiore della vasca è costantemente chiuso con un turacciolo, e non serve se non quando si vuole estrarne il residuo della lavatura, che si riceve in un piccolo recipiente destinato a questo uso.

Se si è ben compresa la disposizione dell'apparato che abbiamo descritto, si vede facilmente l'andamento dell'operazione che ha per oggetto non solo di macinare il protossido di piombo o *massicot*, ma anche di separarlo dal piombo metallico col quale è mescolato; poichè, per quanto sia diligente la calcinazione, vi è sempre una certa quantità di piombo che non è ossidato, e che varia d'ordinario dal decimo al dodicesimo della massa totale.

Si incomincia col riempire d'acqua il mulino, i diversi scompartimenti del tino ed i due terzi del serbatoio inferiore, indi si mette il mulino in movimento; una manovella adattata alla sommità del suo asse, fa funzionare la tromba nello stesso tempo. Allora a badilate vi si versano circa 150 o 160 kil. di materia; a misura che è macinato, il *massicot* più leggero del piombo, se ne separa, rimane in sospensione nell'acqua, viene trasportato da lui e si depone successivamente nei diversi scompartimenti del tino per gradi di finezza. Negli ultimi, il deposito è limitatissimo in modo che l'acqua ripresa dalla tromba e versata di nuovo nel mulino, è perfettamente limpida.

Sino a che il liquido che è nel mulino ha una tinta giallastra, si lascia continuare la macinatura; ma quando si vede che incomincia ad annerirsi si ferma la tromba, si apre il turacciolo, e si riceve il residuo in una bacinella. Questo residuo non è altro che piombo metallico di cui abbiain già parlato, e che si chiama *degrenage*. Si rimette nel forno per una nuova calcinazione. Cinque quarti d'ora od un'ora e mezzo bastano per fare una lavatura, vale a dire per trattare 150 o 160 kilog. di *massicot*.

Quando il primo compartimento del tino è pieno, si estrae il *massicot* che contiene per portarlo nel seccatoio, che trovasi al di sopra del forno da calcinare; basta per formare questo seccatoio, di innalzare all'ingiro un parapetto di sette ad otto pollici di altezza, col mezzo di quattro pezzi di legno fortemente uniti a incastro, e legati tra loro con due verghe di ferro per tenerli a posto. Si versa in questa specie di bacino il *massicot* liquido, ed a capo di due o tre giorni al più è sufficientemente asciutto senza spesa di combustibile.

Se si vuole procurarsi semplicemente del *massicot* si continua a farlo seccare; quanto l'essiccamento è completo, si schiaccia e si fa passare per uno staccio.

Ma la fabbricazione del *massicot* è molto limitata; ciò non ostante alcuni fabbricanti l'adoperano in luogo del minio nella fabbricazione dei cristalli e delle vernici delle stoviglie. Il maggior uso di questa sostanza è per la fabbricazione del mastice di Dühl.

2768. Se si vuole convertire il *massicot* in minio, non si aspetta che l'essicazione sia completa; la soprossidazione riesce più facile come si pretende, quando è ancora un poco umido. In questo stato, si leva del seccatoio con una paletta e si pone entro bacinelle di lamiera di ferro di un piede quadrato, profonda quattro o cinque pollici; ogni bacinella può contenere da 24 a 30 kilog. Si procede allora alla seconda calcinazione che è particolarmente designata col nome di *riverberazione*.

Come abbiamo di già detto più sopra, quando la calcinazione del piombo è terminata, l'operaio dopo di avere spianato col suo riavolo il prodotto di questa operazione sull'aia del forno, dispone il forno per la riverberazione. A questo scopo vi introduce diciotto o venti bacinelle soprapponendole sino alla volta.

Affinchè la riverberazione riesca, vi sono delle precauzioni indispensabili da prendersi; bisogna togliere più

che si può l'accesso all'aria esterna; si è a questo scopo che si chiude il registro del cammino, e le porte del ceneratoio e del focolare, non che quelle dell'apertura per la quale lavora l'operaio.

All'indomani, per procedere ad una nuova calcinazione, si estraggono le bacinelle che contengono allora un prodotto di un color rosso di già intenso, che prende il nome di *minio ad un fuoco*. È un miscuglio di protossido e di deutossido. Si fa passare in una specie di buratto composto di due cilindri posti uno nell'altro; sono di lamiera e forati di piccoli buchi, le cui bave trovinsi al di dentro: questi buchi sono più piccoli nel cilindro esterno.

In tal modo polverizzato, il *minio ad un fuoco* è riverberato di nuovo, vale a dire viene messo in bacinelle e posto nel forno come la prima volta, e se ne ottiene il *minio a due fuochi*, o il minio del commercio. Accade qualche volta che per ottenere un minio di una tinta più carica, si sottopone ad un terzo fuoco, ma se ne ottiene poco vantaggio; poichè, dopo le due prime riverberazioni, le altre non aumentano che assai poco la intensità del colore, e dopo la terza e la quarta, non si può più osservare alcun cangiamento, quantunque continui l'ossidazione.

Il mezzo il più sicuro per avere un minio di una grande ricchezza e vivacità di colore, consiste nell'adoperare il *massicot* procedente dagli ultimi scompartimenti della lavatura. Siccome questo minio è adoperato nella pittura, quando è stato riverberato due volte, si fa passare a traverso di uno staccio fino a spazzole ed a tela metallica.

Si vede facilmente che vi sono molte cose da perfezionarsi in questo metodo di fabbricazione. In fatti l'operazione per la sua intermittenza, produce una perdita enorme di tempo e di combustibile. Ma sarebbe facile di rimediarvi coll'attivare ad un tempo la calcinazione e la riverberazione; un forno a doppia volta basterebbe certamente per raggiungere questo scopo. La fabbricazione del minio è un oggetto importante abbastanza, perchè valga la pena di occuparsene in questo senso.

2769. Evvi anche un'altra specie di minio, nota nel commercio sotto il nome di *mine-orange* o *mine-anglaise*. Non è altro che cerusa riverberata due o tre volte alla maniera del *massicot*. Con questo lento calore la cerusa perde il suo acido carbonico, e lascia del protossido tal-

mente diviso, che si può considerarlo come allo stato molecolare. Questo è ciò che lo rende eminentemente atto a produrre un minio più puro, e conseguentemente più carico di colore.

2770. Il minio è un prodotto di tanto interesse per diverse industrie, che si ha motivo di meravigliarsi del piccol numero di saggi cui è stata sottoposta la sua composizione, e dell'incertezza che regna ancora sulla sua natura. Ciò non ostante il minio è adoperato nella fabbricazione del cristallo e delle stoviglie in quantità molto considerevoli, e la sua preparazione riservata altre volte all'Inghilterra, occupa in oggi in Francia un certo numero di fabbriche che forniscono dei prodotti di qualità perfetta quando hanno cura nella scelta del piombo di cui fanno uso.

I fatti che esporrò potranno illuminare i fabbricanti di minio sull'andamento da seguirsi per ottenere una ossidazione perfetta, e faranno loro conoscere il limite che riesce impossibile di oltrepassare. Questi fatti verranno posti a profitto, senza dubbio nella fabbricazione in cui il minio è impiegato come sostanza ossidante, dimostrando quale è la quantità di ossigeno utile che si può ottenerne, quando si converte in protossido.

Si potrebbe domandare perchè in luogo di torrefare il piombo metallico, non si mettono a profitto per la fabbricazione del minio, i litargirii tanto abbondanti che procedono dalla coppellazione dei piombi argentiferi. Questi litargirii sono in molti casi ricondotti allo stato di piombo, e versati in commercio sotto questa forma. Si guadagnerebbero dunque coll'adoperarli, le spese di questa riduzione, ed inoltre quelle della torrefazione del piombo.

Ma oltre che questi litargirii quasi sempre cuprifcri, fornirebbero dei minii di cattiva qualità, si vedrà che la fusione che hanno subito renderebbe la sopra ossidazione assai difficile e lenta. Essa è già talmente lenta con un *massicot* ben preparato e di una perfetta tenuità, che bisognerebbe senza dubbio sostenere una grande dispendio di forze per ridurre il litargirio a quel grado di finezza indispensabile perchè la sua conversione in minio potesse eseguirsi nello spazio di tempo impiegato ordinariamente. Si è a questa circostanza senza dubbio che bisogna attribuire l'uso, consacrato dalla pratica, di un *massicot* preparato espressamente alla temperatura la più bassa possibile.

Il protossido di piombo riscaldato in contatto dell'aria,

ad una temperatura più elevata, cangia dunque di colore, diviene rosso, e si converte in minio, ma i prodotti in tal modo ottenuti variauo molto, ed i chimici non sono tutti d'accordo sulla loro natura. Si sono indicati dei fatti, che tendono a fare ammettere l'esistenza di più specie di minio, e la composizione di questo corpo è stato il soggetto di una controversia non ancora decisa.

2771. L'illuminata benevolenza del sig. Roard mi ha permesso di preparare nei suoi forni una bella serie di minii ottenuti con torrefazioni di più in più prolungate, ed ho approfittato di questa occasione per esaminare le differenze che questa circostanza produce nella loro composizione, e per fare alcune nuove ricerche sulla composizione reale di questo prodotto.

Ho cercato da prima quale era la quantità di ossigeno assorbito dal *massicot*, durante le due o tre torrefazioni che vi si fa subire per trasformarlo in minio del commercio della specie migliore. A questo effetto, ho ricondotto i saggi di cui faceva le analisi allo stato di protossido colla calcinazione, ed ho misurato il volume del gaz sviluppato.

Il minio ottenuto colla torrefazione, nel modo ordinario del *massicot* in un forno a riverbero, per 24 ore, ha perduto colla calcinazione 1,17 per 100 di ossigeno, trasformandosi in *massicot* puro.

Lo stesso minio torrefatto una seconda volta, per lo stesso spazio di tempo, ha perduto 1,22 per 100 d'ossigeno.

Dopo una terza riverberazione, ha dato 1,36 per 100.

Il colore di questi minii era bello al pari di quello dei saggi ottenuti con una torrefazione prolungata per un tempo assai più lungo.

Sottoposti ad una quarta torrefazione 100 parti di minio hanno fornito colla calcinazione 1,50 d'ossigeno; dopo cinque torrefazioni ne hanno fornito 1,55 per 100.

Finalmente dopo di aver soggiornato per otto giorni nel forno a riverbero, ed aver subito per conseguenza otto fuochi, non abbandonava ancora passando allo stato di protossido che 1,75 d'ossigeno per 100 di sostanza adoperato; il residuo della calcinazione mi ha dato 98 di protossido di piombo puro.

L'estrema leutezza colla quale il *massicot* assorbe l'ossigeno, anche quando è posto in circostanze le più favorevoli a questa reazione, sembra dipendere in parte dalle proprietà fisiche di questa sostanza, poichè quando

si torrefa nella stessa maniera della cerusa, l'andamento dell'operazione diviene assai più rapido. La più bella *mine-orange* preparata in tal maniera, si ottiene con tre torrefazioni solamente, e dà colla calcinazione sino a 2,23 di ossigeno per 100.

Dietro le esperienze suindicate, si vede che nei diversi saggi di minio sottoposti all'analisi, la quantità totale dell'ossigeno unito al piombo, varia come segue:

	fuoco	Ossigeno totale
100 parti di minio	1 "	8,26
"	2 "	8,30
"	3 "	8,43
"	4 "	8,56
"	5 "	8,61
"	8 "	8,79
100 parti di <i>mine-orange</i>	.	9,24

	fuoco	Ossigeno che si sviluppa colla conversione in protossido
100 parti di minio	1 "	1,17
"	2 "	1,22
"	3 "	1,36
"	4 "	1,50
"	5 "	1,55
"	8 "	1,75
100 parti di <i>mine-orange</i>	.	2,23

2772. In tutti questi prodotti il *massicot* come si vede è lungi dall'aver assorbito una mezza proporzione di ossigeno, e di essersi trasformato completamente in un sesquiossido di piombo; poichè il minio che avesse questa composizione dovrebbe abbandonare colla calcinazione 3,33 per 100 di ossigeno; ma non era dimostrato che con torrefazioni sufficientemente ripetute non fosse possibile di effettuare per intero questa trasformazione, e allo scopo di giungervi più prontamente, io posi della *mine-orange* ben pura in un tubo, e la disposi in modo che la temperatura essendo sufficientemente elevata, la massa venisse continuamente attraversata da una corrente di gaz ossigeno. Dopo che l'operazione continuò per alcune ore, il minio così torrefato conteneva 2,40 d'ossigeno per 100.

Continuai allora a far passare dell'ossigeno, nell'apparato riscaldato a circa 300 e dopo alcune ore, feci

di nuovo l'esame del prodotto; l'assorbimento dell'ossigeno non fu continuato, e la composizione del minio restò la stessa.

Mi sembra quindi probabile che questo prodotto sia realmente un composto ben definito, ed è bastato per convincermene il confrontarlo col minio puro ottenuto con altri processi.

Per questo oggetto, ricorsi da prima al metodo che ho indicato (2205), e che consiste nel disciogliere nello acetato neutro di piombo tutto il *massicot* che può trovarsi misto col minio. Trattai nello stesso modo della *mine-orange* simile a quella che mi aveva servito per le precedenti esperienze, al punto di non poter più trasformare in sotto sale l'acetato neutro nel quale veniva posta in digestione. Il minio in tal modo depurato perdeva 2,31 di ossigeno per 100 colla calcinazione.

La composizione di questo minio è per conseguenza la stessa di quella del prodotto ottenuto dall'azione diretta del gaz ossigeno sulla *mine-orange*.

Una nuova quantità di *mine-orange* venne in seguito posta in digestione in una soluzione concentrata di potassa caustica, che possiede, come è noto, la proprietà di disciogliere il protossido di piombo, e che doveva per conseguenza separare dal minio tutto il *massicot* che poteva trovarvisi mescolato. Il prodotto ottenuto perdeva ancora 2,31 d'ossigeno per 100 colla calcinazione.

Dietro queste esperienze, è evidente che i prodotti ottenuti, sia coll'azione diretta dell'ossigeno sul *massicot*, sia colla depurazione della *mine-orange* col mezzo dell'acetato neutro di piombo, sia in fine coll'azione prolungata di una soluzione di potassa sulla stessa sostanza, costituiscono un composto particolare e ben costante di piombo e d'ossigeno contenente 3 at. di piombo per 4 at. di ossigeno. In fatti, il minio avendo questa composizione, conterrebbe 9,34 per 100 d'ossigeno e ne abbandonerebbe 2,34 per trasformarsi in protossido. Questo è appunto ad un di presso il risultamento ottenuto in tutte le esperienze.

2773. Il minio tipo è dunque un piombato di piombo, nel quale la base contiene la stessa quantità di ossigeno dell'acido, la sua formola essendo $2. \text{PBO}^{\text{a}} \text{PBO}^{\text{a}}$. È chiaro che tutti i minii del commercio sono essenzialmente formati di questo ossido salino, e ammettendolo

i diversi saggi di cui si è già parlato avrebbero la composizione seguente:

	Minio fuoco	Minio reale.	Protossido misto.
1	" . . .	50	50
2	" . . .	52,1	47,9
3	" . . .	58,1	41,9
4	" . . .	64,1	35,9
5	" . . .	66,2	33,8
8	" . . .	74,8	25,2
Mine-orange 3	" . . .	95,3	4,7

Si dovrebbe dunque concludere che nello stato attuale dell' arte, la fabbricazione del minio lascia ancor molto a desiderare, mentre quella della *mine-orange* si avvicina molto al risultamento teorico, perchè si possa appena sperare una perfezione maggiore.

Per stabilire il titolo del minio si può ricorrere al trattamento coll'acido nitrico e dosare l'ossido pulce che rimane; oppure dosare il protossido disciolto col mezzo della boccetta e di un liquore contenente quantità determinate di acido zolforico. Il prospetto seguente esprime la composizione di diversi minii sotto questo punto di vista.

	Minio fuoco	Ossido pulce.	Protossido.
1	" . . .	17,4	82,6
2	" . . .	18,2	81,8
3	" . . .	20,3	79,7
4	" . . .	22,4	77,6
5	" . . .	23,1	76,9
8	" . . .	26,0	74,0
Mine-orange 3	" . . .	33,2	66,8
Mino puro		34,9	65,1

Le conseguenze che la pratica potrà dedurre da queste ricerche sono fortunatamente affatto indipendenti dalla questione teorica, in modo che l'opinione che venisse in seguito adottata sulla natura reale del minio puro, non potrà variare i risultati osservati relativamente all'influenza dei diversi fuochi sul minio di fabbricazione in grande.

Osserveremo in fine che il minio prodotto dal *massicot* contiene sempre del silicato di piombo che si oppone in un modo potente alla sopraossidazione totale del *massicot*. La silice procede dall'aia del forno che è in mattoni e che si lascia intaccare dall'ossido di piombo durante la calcinazione. Sarebbe al certo assai vantaggioso di far uso di mattoni di marna o di investire l'aia di una sostanza molto calcare.

PIOMBO DA CACCIA.

Plomb à giboyer, patente dei signori Akermann e Martin. *Brevets expirés*, t. I pag. 154.

Granulation du plomb à giboyer, del signor Sautel. *Ann. des mines*, serie I, t. I. pag. 301.

Fabrication des grenailles, au moyen du plomb d'abstrich à Freyberg, del sig. Perdonnet, *Ann. des mines*, serie II, t. 2 pag. 298.

Plomb granulé, Dict. technologique t. XVI, p. 313; del signor Dufrénoy.

2774. Il processo in uso per dare al piombo la proprietà di convertirsi in piccoli grani sferici, è rimasto segreto per molto tempo. Anche attualmente è poco conosciuto e non vi sono che alcuni stabilimenti dove sia in pratica. Sarebbe però desiderabile che fosse più diffuso nelle officine di piombo, poichè fornisce il mezzo di far passare nel commercio i *piombi crudi* che rimangono nelle fonderie e che soffrirebbero molta perdita nell'essere convertiti in *piombi dolci*.

Un millesimo d'arsenico in circa basta per comunicare al piombo la proprietà di granularsi. Si fanno cadere nell'acqua i globetti di piombo a misura che si formano, per isolarli. Si vede che secondo l'altezza della caduta sono più o meno consolidati entrando nell'acqua, e che l'urto che subiscono, li sforma più o meno. Da quarant'anni si è perfezionata questa fabbricazione coll'eseguirli nei pozzi delle miniere o sopra torri abbandonate. La prima officina di questo genere stabilita in Francia, è stata costrutta a Parigi nella torre St. Jacques de-la-Boucherie, ancora in attività.

Ho avuto occasione di studiare in questa officina i processi in uso per la fabbricazione del piombo da caccia, ma non mi è permesso di farli conoscere. Estrarrò dunque specialmente dal dizionario tecnologico, la descrizione dei processi generalmente in uso in questa curiosa industria.

La fabbricazione del piombo da caccia abbraccia cinque operazioni diverse: 1.° la formazione del bagno di fusione; 2.° la granulatura del piombo; 3.° l'assortimento, 4.° la scelta, ecc. il *rodage* e la lustratura.

2775. *Formazione del bagno di fusione*. La quantità d'arsenico che si deve aggiungere non è ancora ben

Digitized by Google

nota; varia secondo la natura del piombo che si adopera. Si è osservato che quanto più il piombo è crudo, bisogna aggiungergli maggior quantità di arsenico; la porzione sembra essere di 3 millesimi pei piombi dolci, e di 8 millesimi pei piombi crudi. Questo risulamento di esperienza è contrario all'opinione generalmente ricevuta che i piombi crudi sieno più facili a granularsi. Vengono adoperati di preferenza per questo oggetto perchè è un modo vantaggioso di smerciarli.

Secondo il signor Sautel, il piombo dolce esige per 1,000 kil. una quantità di zolfuro d'arsenico che non oltrepassi 2,5 kilog.

Quando si adopera un piombo che contiene 3 per 100 d'antimonio, bisogna per 1,000 kil. portare la quantità di zolfuro d'arsenico a 5 kil. in circa. Il signor Sautel crede che non si potrebbe granulare un piombo più arsenicale, e mescola quelli che sono in questo caso, con piombo puro.

Si può fare il miscuglio d'arsenico in due modi, col preparare una lega di piombo assai carica di arsenico, che si aggiunge al piombo che si vuole granulare; o facendo il bagno ad ogni fondita. Il primo metodo è in uso principalmente negli stabilimenti in cui si rifondono dei vecchi piombi; il secondo nelle officine dove si fondono dei piombi crudi.

I signori Alkermann e Martin avevano ottenuto pel primo metodo una patente d'introduzione la cui durata è spirata. Essi facevano fondere un migliaio di piombo dolce in una caldaia di ferro, e spargevano attorno ai lembi, avendo cura di lasciare il centro ben netto, circa due palettate di cenere o di terra. Mettevano nella parte centrale non coperta di cenere venti libbre d'arsenico. Coprivano la caldaia con un coperchio di ferro, chiudendolo ermeticamente con cemento per impedire l'evaporazione dell'arsenico, e facevano in seguito un buon fuoco sotto la caldaia per tre o quattro ore. Si colava il tutto entro forme, dopo di avere schiumato il bagno per estrarre la cenere, che restava sui lembi del piombo fuso.

Dopo di avere in tal modo preparata la lega, si fonde un migliaio di piombo dolce in una caldaia di ferro, e vi si aggiunge un lingot di questa lega. Quando il tutto è fuso e mescolato, se ne prende alquanto con una schiumarola, e se ne lasciano cadere alcune gocce nell'acqua; se non sono globulari, bisogna aggiungergli una nuova quantità di lega.

Il secondo metodo consiste nell'aggiungere a poco a poco l'arsenico nel piombo fuso; si adopera d'ordinario l'arsenico allo stato di *realgar*. Si lavora sopra 2,000 a 2,400 kilog. di piombo, che si mette in una caldaia di ghisa posta sopra un fornello che la circonda da tutti i lati, e si riscalda gradatamente sino a fusione completa. È necessario di ricoprire la superficie del bagno di uno strato di sego tanto per impedire l'ossidazione quanto per ridurre l'ossido formatosi. Si agita il bagno di tempo in tempo, per renderlo omogeneo, e per esprimere il piombo metallico che le *crasses* possono contenere. Si estraggono le *crasses* con una schiumarola. Finalmente si aggiunge il *realgar* avendo cura di agitare il miscuglio ad ogni aggiunta. La superficie del piombo si copre di una *crasse* che si estrae; le ultime *crasses* formate sono metalloidi e portano nelle officine il nome di *crème*; esse servono a fare il *filtro* a traverso del quale bisogna che il piombo scoli per granularsi. Se si versasse semplicemente del piombo in un colatoio, si formerebbero dei grani molto allungati, e pochi grani sferici. Bisogna dunque che il colatoio contenga internamente una sostanza porosa, che possa applicarsi esattamente contro le sue pareti, e che conservi alla temperatura del piombo fuso una tale tenacità, che esso non possa attraversare i suoi pori nè con troppa nè con troppa poca celerità. In questo caso il piombo si divide in gocce, ed all'escire del filtro può granularsi.

L'operaio non è guidato nel formare il miscuglio che dalla pratica esaminando la forma dei grani. Se i grani sono *lenticolari*, la proporzione di arsenico è troppo grande. È al contrario troppo limitata se i grani sono piatti da una parte, e se hanno una cavità nel mezzo, forma che gli operai indicano col nome di *coppa*. Finalmente quando la quantità d'arsenico è debolissima, i grani si allungano di più; hanno ancora una cavità verso il mezzo, e formano la *coda*.

I piombi crudi esigono maggior proporzione di zolfuro d'arsenico perchè devono quasi sempre la loro crudezza alla presenza dell'antimonio. Si può presumere che questo metallo si solfuri a spese del zolfuro d'arsenico, che agisce allora come depurante. Si formano senza dubbio dei zolfuri doppi che producono le *crasses*.

Quando si adoperano dei vecchi piombi contenenti dello stagno, si depurano col sale ammoniacale, che trasforma lo stagno in cloruro volatile.

Granulazione del piombo. I colatoi di cui si fa uso sono cazzeruole di lamiera a fondo piatto, foracchiate di buchi perfettamente tondi, e senza barbe. I buchi di ogni colatoio sono eguali. Se ne hanno di diverso calibro, secondo la grossezza dei grani che si vogliono ottenere. Si distinguono dieci calibri del num. 0, che è il più grosso sino al num. 9, che è il più piccolo. Per ottenere questi diversi numeri, i buchi dei colatoi hanno presso a poco i seguenti diametri.

Pel N.° 0	met.	0,0050
N.° 1		0,0045
N.° 2		0,0040
N.° 3		0,0035
N.° 4		0,0030
N.° 5		0,0025
N.° 6		0,0020
N.° 7		0,0015
N.° 8		0,0010
N.° 9		0,0005

Il lavoro si eseguisce sempre in tre colatoi alla volta. Si pongono sul graticcio prominente di una specie di bracciere triangolare di lamiera, posto immediatamente al di sopra della caduta; al basso, si trova un tino picno a metà di acqua, destinato a ricevere il piombo granulato, a misura che si forma. I colatoi non sono contigui, essi sono separati tra loro da carboni accesi che mantengono il piombo alla temperatura conveniente, ed impediscono alla materia di rappigliarsi nel filtro. La temperatura del bagno deve variare colla grossezza dei grani; pei più grossi deve esser tale che una cannetta di paglia immersa nel bagno si arroventi appena. Bisogna usar molta diligenza nel conservare al piombo la temperatura conveniente; se fosse troppo freddo non potrebbe colare; i grani in vece si sfornerebbero se la temperatura del piombo fosse troppo elevata.

L'altezza della caduta varia egualmente colla grossezza dei grani, la congelazione del piombo essendo tanto più rapida quanto più piccoli sono i grani. Con una caduta di 30 metri si può fare dal n. 4 fino al num. 9; se ne richiede una di quasi 50 metri pei grani più grossi.

Quando il tutto è in questo modo disposto, l'operaio mette le *crasses* che debbono formar il filtro, nel colatoio comprimendole contro le pareti. Versa in seguito in esso il piombo con un cucchiaino di ferro. Non deve metterne in troppa quantità, poichè se la pressione fosse

troppo forte, il metallo in luogo di sgocciolare nel filtro, e di cadere lentamente, escirebbe con celerità e non darebbe che degli aghi.

Quando l'operazione va bene, si vedono i grani di piombo escire al di sotto del colatoio e ridursi tosto in piccole sfere che si distaccano e cadono con celerità. La colonna che formano i grani discende regolarmente senza confusione nè dispersione quando non sia sconcertata dai venti. La sezione della colonna al basso della caduta, è presso a poco eguale a quella del punto di partenza, specialmente pei piombi grossi, poichè il piombo piccolo è più soggetto a disperdersi.

Al basso della caduta, la velocità acquistata è così grande che l'acqua del tino si agita come se fosse in ebollizione. Non si potrebbe mettere la mano nella colonna discendente, e lasciarvela a lungo; poichè ogni grano sferza la pelle come un piccolo colpo di frusta.

I grani che cadono nell'acqua, vengono estratti di mano in mano con una tazza armata di lungo manico. Possedono tutti il loro splendor metallico; ma lo perdono quasi tosto in contatto dell'aria, a causa, senza dubbio, dell'acqua che li bagna e che favorisce l'ossidazione.

Si fanno seccare all'aria libera a Mainiglia. A Parigi in vece si fanno asciugare al fuoco, e in questo ultimo caso la superficie si ossida talmente che è indispensabile di lustrarli.

Assortimento. I grani che si formano attraversando i buchi di uno stesso colatoio, non sono tutti eguali. Sembra che il centro essendo meno caldo, dia dei grani di maggior calibro che i lati del colatoio costantemente circondato di carboni. I tre colatoi inoltre di cui si fa uso ad un tempo non sono spesso del medesimo calibro, in modo che il tino contiene dei grani di quasi tutti i numeri. Per separarli, si fa uso di *cribri* o stacci circolari, il cui fondo formato di una lastra di lamiera, è foracchiato da buchi dello stesso diametro di quelli dei colatoi. Questi cribi sono sospesi con due corregge al di sopra di una cassa destinata a ricevere i grani che passano a traverso. Se ne mettono d'ordinario due al di sopra l'uno dell'altro; devono essere di numeri vicini come 1 e 2. Si mettono dei grani di piombo sul cribo superiore e si agita. Il n.° 0 resta allora sul cribo, il n.° 1 sul cribo inferiore e tutti gli altri numeri si riuniscono nella cassa. Si vede che sostituendo

successivamente dei cribri di diverse dimensioni, si giunge a classificare assai facilmente tutti i piombi granulati, secondo la loro grossezza.

2776. *Scelta.* Nell'operazione precedente, si sono separati i grani secondo la loro grossezza, resta ora a separarsi quelli che non sono tondi, o che hanno qualche difetto. Per raggiungere questo scopo, si fa uso di un piano inclinato, formato di una tavola lunghissima con orli, e sopra i cui lati vi sono dei canaletti. Si versa su di essa una o due manate di pallini da scegliersi, e si dà alla tavola un piccolo movimento d'oscillazione in senso orizzontale. I grani tondi cadono direttamente in una cassa destinata a riceverli, e quelli che hanno dei difetti restano sulla tavola, o scorrono obliquamente, in ragione della loro forma nei canaletti che li versano in una cassa, dalla quale vengono poi estratti per essere rifiuti.

2777. *Rodage e lustratura.* Dopo questo assortimento vi sono ancora molti grani alterati da piccole asprezze; si levano queste asprezze col mezzo del *rodage*, operazione che si eseguisce contemporaneamente a quella che ha per iscopo di dare al piombo da caccia un bel pulimento. L'ossidazione che i grani hanno sofferto renderebbe sempre questa operazione indispensabile. Si adopera a questo scopo il *rodoir*, piccola botte ottagonale sulle cui pareti evvi una porta per introdurre ed estrarre i pallini. È attraversata da un asse orizzontale di ferro, che porta alle sue estremità delle manovelle opposte che girano entro scatole di rame. Si mettono nel *rodoir* 6 parti di piombaggine in polvere per 100,000 parti di piombo, e si fa girare sino a che il piombo abbia acquistato il grado di levigatura conveniente per essere posto in commercio.

Si valutano le spese di fabbricazione per un migliaio metrico, presso a poco nel modo seguente:

1.° Realgar 4 kilog.	12 fr.
2.° Mano d'opera	12
3.° Legna 1/3 di corda	7
4.° Grafite	1

32 fr.

ed inoltre la riparazione degli attrezzi, la manutenzione dello stabilimento; finalmente una perdita di due per 100 del piombo impiegato.

CAPITOLO XXI.

LEGHE MONETARIE.

2778. Non abbiamo cosa alcuna ad aggiungere a ciò che è stato esposto relativamente all'uso del bronzo, per la fabbricazione delle monete; non abbiamo nulla a dire sul rame sotto questo rapporto, tratteremo qui soltanto delle monete d'oro e d'argento.

Lo scopo principale che si ha di mira nella fabbricazione delle monete d'oro e d'argento, consiste a non farvi entrare che un solo di questi metalli preziosi, e ad escludere l'altro colla maggior diligenza. I processi d'affinazione raggiungono ora lo scopo in un modo assoluto.

Essendo puri i metalli, bisogna convertirli in una lega perfettamente costante nelle sue proporzioni. Si deve fare questa lega a causa della mollezza dell'oro e dell'argento puri; l'aggiunta del rame li indurisce. In oggi si esige che le monete contengano delle quantità fisse d'oro e d'argento, senza accordarsi come altre volte, qualche millesimo di tolleranza. Quest'uso recentemente adottato in Francia, verrà senza dubbio adottato anche dagli altri paesi. Pel momento, i titoli legali delle monete delle diverse nazioni sono molto variabili, ed in generale, non sono realizzati che in modo più o meno approssimativo. Si troverà più sotto un prospetto generale di questi titoli, non che dei pesi e del valore delle diverse monete.

Descriveremo rapidamente i processi posti in uso nella fabbricazione delle monete.

I metalli convenientemente divisi in frammenti per facilitarne la fusione vengono posti nei crociuoli, e quando la materia è ben fusa e rimescolata, l'assaggiatore estrae una piccola quantità di metallo liquido per assicurarsi se il titolo è esatto.

Ciò fatto, si fa colare entro lingottiere, che sono vasi di ghisa assai grossi, che si aprono in due mascelle alla maniera degli apparati per fare le cialde. Ogni lingottiera ha un solco longitudinale di circa 15 pollici di lunghezza, in cui si versa il metallo; la grossezza delle pareti è necessaria affinchè il raffreddamento sia regolare, onde evitare le bolle. L'aria si sviluppa e cede il posto al metallo col mezzo di piccole aperture che danno

origine a piccole have attorno al pezzo che ha la forma di una lastra grossa 3 linee. Si apre tosto la lingottiera; il metallo consolidato ma ancora rosso, cade a terra, e se ne versa di nuovo. D'ordinario si hanno cinque o sei lingottiere simili che due operai riempiono di mano in mano versandovi del metallo liquido; si servono di cucchiaini coi quali pescano nel crociuolo, e passando successivamente da una lingottiera all'altra, l'operazione progredisce con rapidità.

Tutte le lastre vengono raccolte con una tanaglietta e riunite in un mucchio per lasciarle raffreddare. Si tagliano via in seguito le barbe, e si sottopongono le lastre al laminatoio. Con tre o quattro laminature, si riducono le lastre ad una linea e mezzo di grossezza. Lo sforzo è enorme e spesso basta per arroventare il metallo. Si ricuoe allora la lastra che senza di ciò diverrebbe fragile. Si lamina di nuovo, e finalmente si giunge a dare alla lamina la grossezza esattamente necessaria per le successive operazioni.

Nella laminatura, il pezzo di metallo non si allarga sensibilmente; si allunga soltanto. Si deve dunque aver cura nel fonderlo di darvi la larghezza necessaria per potervi tagliar fuori la moneta, ma evitando un eccesso di larghezza che darebbe una perdita in ritagli che bisognerebbe far rifondere. L'eccesso contrario presenterebbe un inconveniente peggiore, perchè non si troverebbe la larghezza del pezzo. La lingottiera viene dunque costrutta in modo che la lastra ceda alquanto il diametro del pezzo. Questa lastra viene in seguito imbianchita coll'immergerla in un'acqua acidulata coll'acido zolforico, che si carica di zolfato di rame; in seguito si saggia di nuovo il titolo.

Siccome è necessario che il pezzo abbia una grossezza ben determinata sotto pena di formare in seguito delle monete troppo leggere o troppo pesanti, si dà ai cilindri la larghezza necessaria con un piccolo movimento di viti, che fa cangiare la distanza degli assi come si vuole.

Si è in queste lamine che col mezzo della taglia si formano i tondini; si dà questo nome ai dischi metallici che devono fornire i pezzi delle monete. Se la lastra presenta delle bolle, la si mette da parte per essere rifiuta.

In questo stato, ogni tondino è pesato; tutti quelli che sono al di sotto del peso, vengono scartati e rifiutati; a quelli che eccedono il peso, se ne leva una scheggia e si pesano di nuovo.

2779. Per ultimare il pezzo di moneta non resta più che di coniarlo. Si incomincia a formarvi il contorno, operazione che si fa con una macchina chiamata *trancia* indi si formano le impronte, sottoponendoli al colpo del bilanciere.

Si prende in seguito qualche pezzo dell' azzardo per vedere se soddisfanno alle condizioni legali del peso e del titolo. I commissari governativi, tengono dietro a tutte le operazioni per garantirsi da ogni frode; per verificare se la lega dei metalli sia fatta con regolarità, ecc., e saggiandone soltanto alcuni pezzi, si ha la garanzia che tutti sono nelle stesse condizioni di titolo e di peso. Questi pezzi vengono poi sottoposti all'esame della commissione centrale.

Ogni pezzo porta due marche di convenzione, una della Zecca e l'altra del Direttore. Questa cangia coi luoghi e coi tempi. I conii vengono incisi presso la commissione di Parigi; servono per tutta la Francia, in modo che le monete battute in tutte le Zecche sono identiche in quanto al titolo, al peso, ai diametri ed agli impronti; ma si aggiunge ad ogni conio la marca speciale della Zecca e del Direttore.

Tutte le operazioni di monetazione vengono eseguite da macchine che abbreviano il tempo o moltiplicano le forze. I laminatoi, le macchine da fare i contorni, il bilanciere, la taglia sono le principali. A Londra vengono mosse da macchine a vapore che danno movimento a tutte le parti. In Francia, non vengono adoperate che per la laminatura; il bilanciere viene mosso dagli uomini; la macchina da fare il contorno viene ancor essa mossa degli uomini; essa esige poca forza.

2780. Ecco il prospetto generale delle monete note in cui si è riunito il loro titolo, il loro peso ed il loro valore.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbriazione.		Valore del pezzo diritto di peso e di titolo.
			del kilog.	del pezzo	
INGHILTERRA.					
Oro. Ghinea di 21 scellini . . .	915	gr. 8,34	fr. 3142 52	a. 26 21	fr. 26 47
Mezza ghinea	915	4,14	3142 52	13 01	13 24
Un quarto	915	2,02	3142 52	6 35	6 62
Un terzo, o 7 scellini . . .	915	2,76	3142 52	8 67	8 82
Sovrana di 20 scellini del 1817.	915	7,97	3142 52	25 05	25 20
Mezza sovrana di 10 scellini.					
(Idem)	915	3,98	3142 52	12 51	12 60
ARG. Crowe, corona di 5 scellini.	920	30,	201 38	6 04	6 28
Mezza corona	920	14,98	201 38	3 02	3 09
Scellino	920	5,95	201 38	1 20	1 24
Nuova corona del 1817. . .	920	28,22	201 38	5 68	5 81
Sendo di banca detto dollaro Inglese (1)	892	26,72	195 94	5 24	5 41
GERMANIA.					
Oro. Doppio ducato dell'imperatore.	980	6,96	3365 76	23 43	23 70
Ducato semplice	980	3,45	3365 76	11 61	11 86
Doppio ducato d'Ungheria. .	984	6,96	3379 49	23 52	23 80
Ducato semplice	984	3,45	3379 49	11 66	11 90
Leone d'oro o pezzo di 14 fior. del Belgio, Brabante e Paesi Bassi Austriaci	917	8,29	3149 39	26 11	26 47
Sovrana di Fiandra e de' Paesi Bassi Austriaci	915	5,52	3142 52	17 35	17 58
Pistole del Palatinato . . .	898	6,64	3083 50	20 47	20 78
Pistola dalla stella di Hesse-Cas- sel	892	6,69	3061 17	20 48	20 82
Fiorini di 10 talleri di Brunswik- Wolfenbittel sino al 1813 inclusivamente col cavallo in cora	901	13,33	3094 43	41 25	41 48
Fiorini di 10 talleri (Id.) dopo il 1813	886	13,30	3039 05	41 25	41 48
Fiorini di 10 talleri di Bron- swick-Wolfenbittel-Hannover col valore del pezzo . . .	898	13,28	3083 50	40 95	41 28
Albertus di Fiandra e dei Paesi Bassi austriaci colla croce di Sant' Andrea	887	5,08	3042 72	15 46	16 18

(1) Questi scudi di banca non sono altro che piastre di Spagna che ricevono un nuovo conio in Inghilterra, operazione che ne altera leggermente il peso.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PEZZO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del pezzo diritto di peso e di titolo.	
			del kilog.	del pezzo.	fr. c.	fr. c.
Fiorino o carolini del Reno a di Hesse-Darmstadt.	772	gr. 9,70	635 98	25 57	25 91	
Fiorini d'Hannover	777	3,24	653 32	8 60	8 78	
Fiorino o mezza-Maximiliano del Palatinato di Baviera e di Ao- spach	767	3,21	618 65	8 41	8 63	
Fiorino o terzo di carolini di covenzione e di Baden-Dour- lach	758	3,21	558 49	8 31	8 63	
ARG. Fiori silber di Westfalia, di Ge- rolamo.	995	13,30	217 79	2 90	" "	
Grande scudo del Palatinato	983	25,92	215 17	5 58	5 78	
Grande scudo di Nassau-Weil- bourg	976	25,87	213 64	5 53	5 78	
Scudo di Lubeca (1)	733	27,41	156 49	4 29	4 58	
Scudo vecchio di Bareith	729	19,49	155 50	3 03	" "	
Risdallero di costituzione del 1753 o doppio fiorino d'Austria	872	28,74	189 32	5 46	5 78	
Scudo o risdallero dalla specie di covenzione di tutti i Circoli.	833	20,05	180 23	5 06	5 20	
Mezzo risdallero o fiorino	833	14,02	180 23	2 53	2 60	
Ducato di Liegi.	917	32,29	200 72	6 48	" "	
Lirone d'argento del Belgio, Bra- banze Paesi Bassi Austriaci.	870	32,83	189 33	6 21	6 39	
Fiorino d'argento. (Id)	870	9,30	189 33	1 76	1 88	
Ducato di Maria Teresa, di Fiandra, e dei Paesi Bassi Austriaci (2)	870	33,30	189 33	6 30	6 49	
Scudo di Brabante, kronen-tha- ler o scudo di Baviera e Wor- temberg	870	29,60	189 33	5 61	5 73	
Venti kreutzer	581	6,64	121 08	0 80	0 87	
Dieci kreutzer	493	3,82	100 68	0 38	0 41	
DANIMARCA ED HOLSTEIN.						
OR. Ducato corrente dopo il 1767.	871	3,08	298 44	9 19	9 47	
Mezzo.	871	2,50	298 44	4 48	7 74	
Ducato specie 1791 al 1802	980	3,45	3365 76	11 61	11 86	
Crisiaco 1773.	905	6,69	3108 27	20 79	20 95	

(1) Quantunque la tariffa delle monete non porti questi pezzi che al titolo di 733, si ottiene all'assaggio comunemente il titolo di 743.

(2) Questi ducati non sono portati nelle tariffe che al titolo di 858; ma questo titolo essendo stato riconosciuto troppo basso, questi pezzi sono ricevuti a 870, dietro una decisione dell'amministrazione generale delle monete.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del peso diritto di peso e di titolo.
			del kilog.	del pezzo.	
ARG. Risdallero di specie o doppio scudo di 96 scell. dopo il 1779.	875	29,00	190 57	5 53	5 66
Risdallero corrente o pezzo di 6 marchi, daoske del 1730 .	830	26,77	179 52	4 81	4 96
SPAGNA.					
ORO. Quadrupla doppia coniato pri- ma del 1772	909	26,98	3121 91	84 23	85 42
Doppia pistola. Id.	909	13,49	3121 91	42 11	42 71
Pistola. Id.	909	6,75	3121 91	21 07	21 36
Mezza pistola	909	3,35	3121 91	10 46	10 68
Pistola del Perù, detta cornudo.	897	26,98	3079 77	83 09	" "
Quadrupla pistola 1772 al 1785	893	26,98	3064 88	82 69	83 93
Doppia pistola. (Id)	893	13,49	3064 88	41 35	41 97
Pistola. (Id)	893	6,75	3064 88	20 69	20 98
Mezza pistola	893	3,35	3064 88	10 27	10 40
Uo quarto o escodillo (1). .	885	1,75	3035 38	5 31	5 36
ARG. Piastra vecchia prima del 1772, con due scudi senza effigie.	906	26,98	198 31	5 35	5 51
Mezza piastra	906	13,49	198 31	2 68	2 76
Quioto di piastra o pezzetta .	830	5,74	179 53	1 03	1 10
Decimo di piastra o mezza pea- zetta.	830	2,87	179 53	0 52	0 55
Ventesimo di piastra o reale.	830	1,49	179 53	0 27	0 28
Piastra nuova coll'effigie dopo il 1772.	896	26,98	196 12	5 29	5 43
Mezza piastra nuova dopo il 1772	899	13,39	196 12	2 62	2 72
Pezza o il quinto di piastra.	808	5,74	174 20	1 01	1 08
Mezza pezzetta o decimo di piastra	808	2,92	174 20	0 51	0 54
Realillo o reale di veillon o uo ventesimo di piastra . . .	808	1,49	174 20	0 26	0 27
STATI ECCLESIASTICI.					
OR. Doppia di Pio VI e di Pio VII.	906	5,47	3111 61	17 02	17 28
Mezza piastra. Id.	911	2,66	3128 78	8 32	8 64
Zecchino, 1709, Clemente XIV e successori.	944	3,40	3242 12	11 02	11 80

(1) I pezzi d'oro battuti dopo il 1785 non possono essere valutati a causa della lor grande variazione sul titolo. Danno comunemente all'as-
saggio 872.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affezione e di fabbricazione.		Valore del pezzo dritto di peso e di titolo.
			del kilog.	del pezzo	
		gr.	fr. c.	fr. c.	fr. c.
Mezzo (1)	944	1,70	1242 12	5 51	5 90
Scudo d'oro della Repubblica romana	833	58,95	2849 01	16778	172 83
ARG. Scudo di 10 paoli di 100 baiochi	906	26,45	198 31	5 25	5 39
Mezzo. Id.	906	13,17	198 31	2 61	2 69
Tre decimi di scudo o testone di 30 baiocchi	906	7,90	198 31	1 37	1 62
Un quarto di scudo o papetto di 20 baiocchi	906	5,21	198 31	1 03	1 08
Un decimo di scudo o testone di 10 baiocchi	906	2,65	198 31	0 52	0 54
BOLOGNA.					
OR. Doppia o pistola di Pio VI.	909	5,52	3121 91	17 23	17 33
Doppia nuova o pistola nuova.	913	5,52	3135 65	17 31	17 42
Zecchino prima del 1760. .	996	3,40	3220 71	11 63	11 80
ARG. Scudo della comune di Bolo- gna colla Vergine.	833	29,10	180 23	5 24	5 45
Testone. Id.	913	7,92	199 85	1 57	n n
STATI UNITI D'AMERICA.					
OR. Doppia aquila di 10 dollari	913	17,48	3135 65	54 61	55 21
Aquila di 5 dollari	913	8,71	3135 65	27 31	27 61
Mezza aquila o a 172 dollari	911	4,36	3128 78	13 64	13 80
ARG. Dollaro di 1795.	875	26,93	190 57	5 13	5 50
Mezzo. Id.	875	6,80	190 57	1 33	1 38
Dollaro del 1795 altra fabbri- cazione	885	26,93	193 71	5 20	5 50
Mezzo. Id.	903	13,44	197 65	2 56	2 75
Un quarto del 1796	896	13,44	196 12	2 60	2 76
Dollaro del 1798 altra fabbri- cazione	896	29,09	196 12	5 31	5 50
Mezzo. Id.	889	13,47	194 77	2 62	2 75
FRANCIA.					
OR. Pezzo di 40 franchi.	900	12,90	3091	39 87	40 n
Pezzo di 20 franchi.	900	6,45	3091	19 93	20 n
Luigi d'oro dal 1716 al 1785.	896	n n	3076 03	33 55	n n

(1) Qualche volta la tariffa delle monete non porta i zecchini senza distinzione di data che a 944; e ciò non ostante quelli che indichiamo qui danno comunemente all'assaggio il titolo di 996.

MONETE.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del peso diritto di peso e di titolo.
D'ORO E D'ARGENTO.			dal kilog.	dal peso.	
Luigi della fabbricazione incominciata nel 1785. . . .	901	n n	309 43	23 55	n n
Pezzi di Francia d'ogni fabbricazione prima del 1726. .	904	n n	3104 74	23 55	5 n
ARG. Pezzo di 5 franchi. . . .	900	25	197	4 92	2 n
Pezzo di 4 franchi. . . .	900	10	197	1 97	1 n
Pezzo di 1 franco. . . .	900	5	197	n 98	n 50
Mezzo franco o 50 centesimi.	900	2,50	197	n 49	n 25
Quarto di franco o 25 centesimi.	900	1,25	197	n 24	n n
Scudo di 6 lire dopo il 1726.	906	28,84	198 31	5 80	1 50
Id. di 3 id.	906	n n	198 31	2 75	n n
Pezzo di 30 soldi	660	10,13	144 41	1 46	1 50
Pezzo di 24 soldi	891	n n	194 65	1 0	n n
Pezzo di 15 soldi	660	5,6	144 41	n 73	n 75
Id. di 12 soldi	901	n n	197 22	0 50	n n
Id. di 6 soldi. (1)	869	n n	189 05	0 25	n n
GENOVA.					
On. Zecchino	995	3,45	1417 27	11 79	12 01
Genova antica di 100 lire dopo il 1758 inclusivamente . .	906	28,15	3111 61	87 59	88 97
Genova nuova di 96 lire dopo il 1781 inclusivamente . .	909	25,18	1121 91	78 61	79 77
ARG. Scudo di banca di san Gio. Battista antico.	910	20,77	199 19	4 14	4 17
Madonna del 1747 inclusivamente	826	4,51	178 53	0 81	0 85
Giorgina	858	5,80	186 33	1 08	1 09
Scudo nuovo di san Gio. Battista di 8 lire, dopo il 1792	889	33,25	194 13	6 43	6 58
GINEVRA.					
On. Pistola nuova	913	5,41	3135 65	16 96	27 14
ARG. Palagoni	840	27,04	181 95	4 92	n n
AMBURGO.					
On. Ducato <i>ad legem imperii</i> . .	978	3,45	3358 89	11 59	11 86
Ducato di Amburgo.	980	3,45	3365 76	11 61	11 86
ARG. Pezzo d'assedio di Amburgo .	968	14,16	211 88	3 0	n n
Ridallero di banca	875	29,21	190 57	5 57	5 78

(1) Le persone che avessero una grande quantità di questi piccoli pezzi avrebbero maggior vantaggio a farle fondere, stante che si avrebbe un titolo superiore a quello del cambio.

(1) Le persone che avessero una grande quantità di questi piccoli pezzi avrebbero maggior vantaggio a farle fondere, stante che si avrebbe un titolo superiore a quello del cambio.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.				Valore del pezzo diritto di peso e di titolo.
			del kilog.		del pezzo.		
			gr.	fr.	c.	fr.	
OLANDA.							
OR. Ducato.	78	3,45	3358	89	11	59	11 93
Ryder.	913	9,93	3135	65	31	14	31 63
Mezzo.	913	4,95	3135	65	15	52	15 83
Venti fiorini del re Luigi (1808).	913	13,65	3135	65	42	80	43 14
Dieci fiorini Id.	913	6,20	3135	65	21	32	21 57
ARG. Fiorino da 20 soldi	907	10,52	198	53	2	09	2 16
Escalio o pezzo di 6 soldi.	573	4,90	119	21	0	58	0 64
Ducato o ryder	935	32,50	204	65	6	65	6 85
Ducato o rialdaro.	853	28,10	186	33	5	26	5 48
GIAPPONE. (Dubbio).							
OR. Koban vecchio di 100 mas.	850	17,60	2909	20	51	20	51 24
Mezzo koban di 50 mas.	850	8,60	2909	20	25	02	25 62
Koban suoto	730	13,0	2490	80	32	38	32 69
Mezzo.	730	6,50	2490	80	16	10	16 35
ARG. Tigo-gia, o pezzo di 40 mas.	900	72,0	197	0	14	18	14 40
Mezzo di 20 mas.	900	36,0	197	0	7	09	7 20
Un quarto di 10 mas.	900	18,0	197	0	3	54	3 60
Un ottavo di 5 mas.	450	16,50	90	77	1	50	1 80
MALTA.							
OR. Luigi d' oro di Emanuele di Rohan gran Mastro.	840	8,40	2873	73	24	14	24 79
ARG. Scudo	830	12,11	179	58	2	17	2 17
MOGAL. (Dubbio).							
OR. Ropia del Mogal	908	12,32	3118	48	38	42	38 72
Mezzo	908	6,16	3118	48	19	21	19 36
Un quarto (1)	908	3,05	3118	48	9	51	9 68
Pagode col crescente	809	3,35	2726	76	9	26	9 46
Pagode colla stella	798	3,35	2726	36	9	13	9 35
Ducato della compagnia olandese	978	3,45	3358	89	11	59	11 62
Mezzo.	978	1,70	3358	89	5	71	5 81
ARG. Ropia del Mogal	948	11,47	207	51	2	38	2 42
Id. di Madras	944	11,45	206	63	2	37	2 40
Id. d'Arcate.	941	11,45	205	97	2	36	2 36
Id. di Pondichéri	951	11,45	208	16	2	38	2 42

(1) Quantunque la tariffa delle monete non porti questi pezzi che a 1908. Si ottiene comunemente all' assaggio il titolo di 970

MONETE D'ORO & D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza la spesa di affinazione e di fabbricazione.		Valore del peso diritto di peso a di sistolo.
			del kilog.	del pezzo.	
Doppio Fanon della India	940	gr. 3	fr. c. 205 76	fr. c. 0 62	fr. c. 0 63
Fanon della India	940	1,50	205 76	0 31	0 32
Pezzo della compagnia Olan- dese	830	13	179. 53	2 33	2 40
MILANO.					
On. Zecchino	990	3,45	3400 10	11 73	12 04
Doppia o pistola di Maria Teresa	908	6,32	3118 48	19 71	n n
Id. di Giuseppe II.	905	6,32	3108 17	19 64	19 87
ARG. Scudo da lire sei	896	23,11	195 94	4 53	4 64
Mezzo	896	11,53	195 94	2 26	2 32
Lira nuova	549	6,21	113 60	0 71	0 77
Pezzo da 30 soldi dell' Im- peratore Francesco II, e della repubblica Cisalpina. Scudo della repubblica Ci- salpina	684	7,33	145 01	1 06	1 12
	896	23,16	175 94	4 53	4 64
NAPOLI E SICILIA.					
On. Pistola di 6 ducati di doo Carlo	871	8,76	2984 44	26 14	26 58
Id. di 4 id.	871	5,90	2984 44	17 61	17 72
Id. di 6 ducati di Ferdinan- do IV.	871	8,82	2984 44	26 32	26 58
Id. di 4 id.	871	5,90	2984 44	17 61	17 72
Id. di 2 id. (1)	871	2,87	2984 44	8 57	8 86
Doppia oncia di Sicilia	840	8,87	2878 73	25 49	26 25
Oncia	840	4,41	2878 73	12 67	13 43
Ducato vecchio di Napoli di Carlo VI.	899	21,78	3087 56	4 28	4 26
Ducato nuovo di Ferdinando VI (2)	899	22,73	3087 56	4 47	4 26
Oncia di 3 ducati di Napoli dopo il 1818.	996	3,79	3420 71	12 96	n n
Oncia quintupla di 15 du- cati, medesima fabbrica- zione	996	18,93	3420 71	64 82	n n
Oncia decupla. Id.	996	37,87	3420 71	129 64	n n

(1) Questi pezzi offrono molte variazioni nei titoli e nei pesi. Sono generalmente al di sotto del titolo indicato dalla tariffa.

(2) La tariffa ammette i ducati nuovi e vecchi allo stesso titolo; ma i primi non sono che al titolo di 840.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del pezzo diritto di peso a di titolo.
			del kilog.	del pezzo.	
ARG. Pezzo da 12 carlini d'Italia.		gr.	fr. c.	fr. c.	fr. c.
vecchia (1)	882	" "	192 25	" "	" "
Id. nuova dopo il 1786	883	27,5	180 23	4 96	4 97
Scudo d'argento di 12 tarini di Ferdinando IV	823	27,3	177 83	4 86	5 10
PARMA.					
OR. Doppia pistola vecchia di Pia-					
centa	905	13,17	3108 17	40 93	41 89
Zecchino	990	3,45	3400 10	11 73	11 95
Pistola prima del 1786	880	7,40	3017 10	22 33	23 01
Pistola dopo del 1786	882	7,10	3017 10	21 42	21 92
ARG. Ducato del 1784 e del 1796.	896	25,65	195 94	5 03	5 18
Pezzo di 3 lire dopo il 1790 (2)	826	3,31	178 53	0 63	0 68
PERSIA. (Dubbio).					
OR. Ropia	970	11,5	3331 41	36 64	36 75
Mexa	970	5,50	3331 41	18 32	18 38
ARG. Doppia ropia di 5 abassis	970	22,90	212 32	4 87	4 90
Ropia di 2 1/2 abassis	970	11,45	212 32	2 43	2 45
Abassi	979	4,5	212 32	0 96	0 97
Marmondi	970	2,25	212 32	0 48	0 49
Lario	970	4,8	212 32	1 02	1 03
PORTOGALLO.					
OR. Moëda, doero di 4,800 rées.	914	10,73	3139 08	33 68	33 96
Mexa di 2,400 rées	914	5,36	3139 08	16 83	16 98
Quarto di 1,200 rées	914	2,60	3139 08	8 16	8 49
Moëda dobra, Lisboa o por-					
toghese di 6,400 rées	914	14,29	3139 08	44 85	45 27
Mexa di 3,200 rées	914	7,12	3139 08	22 35	22 64
Pezzo di 16 testoni di 1,600 rées.					
Id. di 12 testoni di 1,200	914	3,55	3139 08	11 14	11 32
rées.	914	2,60	3139 08	8 16	8 02
Id. di 8 testoni di 800					
rées	914	1,75	3139 08	5 49	5 66
Crescades di 480 rées	914	1,05	3139 08	3 30	3 30
ARG. Crescades nuova di 480 rées.	896	14,61	195 94	2 86	2 98

(1) Il peso di questi pezzi varia da 24 gr. 86 a 25 grani 39.

(2) Il titolo del ducato del 1784 non è così certo come quello del 1796.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del peso diritto di peso e di titolo.
			del kilog.	del pezzo.	
PRUSSIA.					
Or. Frédéric doppio del 1769 .	897	13,33	3079 77	41 05	41 61
Frédéric semplice del 1778 .	897	6,69	3079 77	20 60	20 80
Mezzo.	897	3,35	3079 77	10 32	10 40
Frédéric semplice 1798 (1) .	897	6,64	3079 77	20 45	" "
Ducato	978	3,45	3358 89	11 59	11 77
ARG. Scudo o risdaler di Prussia di 24 <i>bons gros</i>	743	22,20	158 83	3 53	3 72
Mezzo, o 12 <i>bons gros</i> . . .	743	11,10	158 83	1 76	1 86
Risdaler di specie o di con- versione	830	28,05	179 53	5 04	5 20
RAGUSI.					
ARG. Talero vecchio, detto Ragu- sino	583	28,47	122 53	3 46	3 90
Mezzo.	588	14,50	122 65	1 78	1 95
Talero nuovo del 1774 . . .	576	28,52	119 88	3 42	3 92
Altro del 1794.	597	29,11	124 75	3 63	3 92
Ducato	461	13,60	93 32	1 27	1 37
RUSSIA.					
OR. Ducato coll' aquila spiegata di Russia.	973	3,45	3341 71	11 53	11 79
Ducato colla croce di sant'And- rea	965	3,40	3314 24	11 27	11 59
Ducato o pezzo di 5 rubli carta monetata	973	4,30	3341 71	14 37	" "
Imperiale di 10 rubli 1756 .	915	16,41	3142 52	51 57	52 38
Mezzo di 5 rubli 1756 . . .	915	8,18	3142 52	25 71	26 19
Imperiale di 10 rubli 1762 .	915	13,07	3142 52	41 07	41 29
Mezzo di 5 rubli 1763 . . .	915	6,53	3142 52	20 52	20 65
ARG. Rublo di 100 copecks, del 1750 al 1762	788	25,50	169 43	4 33	4 61
Rublo di 100 copecks dopo il 1798	870	20,93	189 33	3 96	4 08
SARDEGNA.					
OR. Carlino, dopo il 1768 . . .	890	16,04	3053 78	48 98	49 33
Mezzo	890	8,02	3053 78	24 49	24 67
Pistola, doppietta	890	3,19	3053 7	9 74	9 88
(1) I Frédéric del 1800 sono allo stesso titolo e dello stesso peso di quelli del 1769 e 1778.					

(1) I Frédéric del 1800 sono allo stesso titolo e dello stesso peso di quelli del 1769 e 1778.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affossione e di fabbricazione.				Valore del peso diritto di peso a di titolo.
			del kilog.		del pezzo.		
			gr.	fr. c.	fr. c.	fr. c.	
ARG. Scudo dopo il 1768.	896	23,48	195 94	4 60	4 70		
Mezzo scudo.	899	11,74	196 73	2 31	2 35		
Quarto di scudo	896	5,84	195 74	1 14	1 18		
SAVOIA e PIEMONTE.							
OR. Zecchino dell' Annuciat.	986	3,45	3386 88	12 68	12 95		
Pistola vecchia di Piemonte	892	6,64	3061 17	20 33	20 35		
Pistola nuova di Carlo Emanuele III dopo del 1755 e di Vittorio Amedeo del 1773	902	9,61	3097 87	29 77	30 02		
Pistola nuova di Vittorio Amedeo III del 1786 e del Regno di Carlo Emanuele III.	902	9,08	3097 87	28 13	28 40		
Carlino di Carlo Emanuele II.	902	48,12	3097 87	149 07	150		
Carlino di Vittorio Amedeo III	902	45,52	3097 87	141 02	142 30		
Mezzo id.	902	22,73	3097 87	70 41	71 15		
ARG. Scudo di 6 lire dopo il 1755.	903	35,10	197 66	6 94	7 07		
Mezzo scudo.	903	17,50	197 66	3 46	3 56		
Un quarto di scudo o 15 soldi.	903	8,76	197 66	1 73	1 76		
Mezzo quarto o 15 soldi	903	4,30	197 66	0 85	0 88		
SVEZIA.							
OR. Ducato	975	3,45	3348 58	11 55	11 70		
Mezzo ducato	975	1,70	3348 58	5 69	5 85		
Un quarto	975	0,85	3348 58	2 84	2 93		
ARG. Rindalero di specie di 48 scellini o schellings dal 1720 al 1802	899	29,30	196 73	5 76	5 76		
Due terzi rindalero o doppio plotte di 32 schellings.	899	19,50	196 73	3 84	3 84		
Un terzo o 16 schellings (1).	899	9,70	196 73	1 91	1 92		
SVIZZERA.							
OR. Pezzo di 3a franco svizzero.	901	15,24	3094 43	47 16	47 42		
— di 16.	901	7,60	3094 43	23 52	23 71		
Doppio ducato di Zurigo.	974	6,91	3345 15	11 54	11 54		
Ducato di Berna	974	3,45	3345 15	5 77	5 77		

(1) Quantunque la tariffa delle monete porti questi tre pezzi a 899, pure non sono fabbricati che al titolo di 873. Danno comunemente all'assaggio quello di 875.

MONETE D'ORO E D'ARGENTO.	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del pezzo diritto di peso e di titolo.
			dal		
			kilog.	del pezzo.	
Pistole nuove di Berna . . .	901	gr. 7,60	fr. c. 3094 43	fr. c. 23 52	fr. c. 23 71
ANG. Pezzo di 48 bats o scudo dopo il 1797, repubblica Elvetica	899	29,48	196 73	5 80	6 00
Pezzo di 20 bats o mezzo scudo	899	29,48	196 73	2 89	3 00
Pezzo di 4 franken o scudo del 1799, repubblica Elve- tica	899	29,48	196 73	5 80	6 00
Pezzo di 5 franken del 1801. Doppio scudo di Basilea, di antica fabbricazione. . .	896	29,48	195 94	5 78	6 00
Scudo Id.	868	57,47	188 81	10 25	12 00
Mezzo scudo o fiorino, Id. . .	868	28,26	188 07	5 31	6 00
Scudo nuovo di Basilea . .	868	14,28	188 81	2 66	3 00
Scudo nuovo di Basilea . .	840	25,81	181 95	4 70	5 00
TOSCANA.					
OR. Rispondi o 3 zecchini col giglio. Un terzo rispondi o zecchino col giglio.	993	10,40	3410 40	35 43	36 04
Mezzo zecchino.	993	3,15	3410 40	11 75	12 02
Zecchino coll' effigie . . .	993	1,70	3410 40	5 79	6 00
Pistola	991	3,45	3403 53	12 74	12 02
Rosina	918	13,38	3135 65	41 95	42 00
Mezzo.	892	6,85	3061 17	20 97	21 54
Mezzo.	892	3,45	3061 17	10 56	10 77
ANG. Francescone di 10 Paoli, li- vorina, piastra alla rosa, tallero, Leopoldina e scudo di 10 Paoli	906	27,30	198 31	5 41	5 61
Pezzo di 5 Paoli	906	13,65	198 31	2 71	2 81
TURCHIA (Dubbio).					
OR. Zecchino termabould del sultano Abdoul-Hamet del 1187 (1773).	958	4,94	3290 20	16 20	8 72
Zecchino fondoukli di Sa- lim III del 1203 (1788 -1789).	799	3,45	2729 84	9 42	9 80
Mezzo Id.	805	1,65	2750 78	4 54	4 80
Zecchino del Cairo. Id. . .	682	2,55	2325 67	5 93	6 00
Zecchino term. di Salim III. Zecchino fondoukli . . .	819	2,34	2799 78	6 55	6 00
Zecchino fondoukli . . .	996	n. .	3420 71	n. .	n. .
ARG. L'almicblec di 60 paras d'Ab- doul-Hamet, dopo il 1771. Grouh, piastra di 50 paras o 120 sipres dopo il 1771.	552	26,77	114 36	3 06	n. .
	556	18,64	215 24	2 51	n. .

MONETE	TITOLO di ogni pezzo.	PESO di ogni pezzo.	VALORE senza le spese di affinazione e di fabbricazione.		Valore del pezzo diritto di peso e di titolo.
			del kilog.	del pezzo.	
Piastra di 40 puras di Se- lim III.	486	gr. 13,17	fr. c. 99 04	fr. c. 100 30	fr. c. 100 30
VENEZIA.					
Or. Zecchino.	996	3,45	3420 71	11 80	12 00
Mezzo.	996	1,70	3420 71	5 81	6 00
Osella.	996	13,97	3420 71	47 78	50 00
Ducato.	996	2,18	3420 71	7 46	7 49
Pistola.	908	6,75	3118 48	25 05	25 86
ARG. Ducato effettivo di 8 lire pic- cola (1).	813	12,63	175 43	3 97	4 18
Scudo alla croce	947	31,39	207 29	6 51	6 70
Justitia o ducazione	948	27,50	207 51	5 71	5 91
Tallero	830	18,68	179 58	5 21	5 32
Osella.	948	9,77	207 51	2 03	2 07

(1) Quantunque la tariffa non porti questi pezzi che a 813 si ottiene comunemente all'assaggio il titolo di 830.

CAPITOLO XXII.

TRATTAMENTO DEI MINERALI DI FERRO.

2781. Nei capitoli precedenti la parte consacrata alla bibliografia del metallo in cui si trova esposta la storia di esso, non occupò mai uno spazio considerevole, e quindi non si credette necessario di disporne gli articoli in ordine sistematico. In quanto al ferro, gli articoli, le opere speciali che abbiamo a citare sono sì numerose che si dovette disporli in certo ordine onde facilitarne le ricerche. Non abbiamo avuto di mira di tracciare qui una bibliografia completa del ferro; abbiain voluto soltanto dare al lettore un prospetto sommario delle opere generali, e delle memorie più importanti che si trovano nelle raccolte francesi. L'opera del signor Karsten fornirà le indicazioni le più estese, specialmente per le opere straniere.

TRATTATI GENERALI SUL FERRO.

Manuel de la Métallurgie du fer; del signor Karsten,

Metz, 1830, Seconda edizione, 3 vol. in-8°, traduzione del signor Culmann.

Sidérotechnie, del signor Hassenfratz.

Historie du fer, del signor Rinmann.

Del ferro; del signor Swendenborg.

Nouvelle art d'adoucir le fer fondu, et de faire des ouvrages de fer fondu aussi fins que de fer forgé, del signor Réaumur. Paris, 1722.

Mémoires de physique sur l'art de fabriquer le fer; del signor Grignon. Paris, 1775.

Art des forges, del signor Courtivron et Boucher.

Art de fabriquer les canons, del signor Monge. Paris, 1789.

Voyages métallurgiques, del signor Jars.

Voyage métallurgique en Angleterre, dei signori Dufrenoy ed Élie de Beaumont.

Traité du fer et de l'acier. Paris, 1808.

GENERALITÀ.

Observations sur le traitement des minerais de fer à la fonte, del signor Duhamel. *Mém. de l'Acad. des sciences*, 1786, pag. 456.

Rapports sur les épreuves auxquelles ont été soumis des échantillons de différens fers français. *Journal des Mines*, t. X, pag. 923 et 937.

Notice sur divers procédés propres à corriger les défauts de certains fers, aciers et fontes; del signor Levasseur. *Journ. des Mines*, t. XI, pag. 239.

Influence du manganèse dans la production du fer en grand; del signor Stümkel. *Journal des Mines*, t. XVI, pag. 173.

Note sur un procédé employé avec succès pour purifier le fer cassant à froid. *Journal des Mines*, t. XVII, pag. 321.

Analyse de la mine de fer spathique; del signor Drappier. *Journal des Mines*, t. XVIII, pag. 47.

Analyse de quelques mines de fer de la Bourgogne et de la Franche-Comté, des fers, fontes et scories qui en proviennent; del signor Vauquelin. *Journal des Mines*, t. XX, pag. 381.

Nouvelles observations sur le fer spathique, del signor Collet Descostils. *Journal des Mines*, t. XXI, pag. 277.

Analyse de quelques minerais de fer et produits du fourneau du Creusot; del signor Gueniveau. *Journal des Mines*, t. XXII, pag. 439.

Analyses de quelques produits de forges et de hauts fourneaux; del signor Berthier, Journ. des Mines, t. XXIII, pag. 177.

Extrait du Mémoire de M. Mouchel, sur la fabrication du fil de fer et d'acier, Journ. des Mines, t. XXII, pag. 63.

Analyses des minerais de fer de la vallée des Arques (département du Lot), et des scories des forges qu'ils alimentent, del signor Berthier, Journal des Mines, t. XXVII, pag. 193.

Analyses des minerais de fer des environs de Bruniquel (départemens du Tarn et de Tarn et Garonne), et des produits du haut fourneau qu'ils alimentent; del signor Berthier. Journal des Mines, t. XXVIII, pag. 101.

Notice sur la présence du zinc et du plomb dans quelques mines de fer en grains, de la Bourgogne et de la Franche-Comté; del signor Leschevin. Journal des Mines, t. XXXI, pag. 43.

Extrait d'un discours sur l'histoire de la fabrication et du commerce du fer en Suède, prononcé dans l'Académie des sciences de Stockholm; del signor Em. Swedenstierna. Journal des Mines, t. XXXIII, pag. 267.

Observations sur la construction et la conduite du feu de deux petits fourneaux à réverbère accolés à une même cheminée, et destinés à refondre chacun 5 à 600 livres de fonte de fer, del signor Duhamel. Ann. des Mines, serie 1, t. II, pag. 129.

Principes de l'art de faire le fer blanc, del signor Réaumur. Mém. de l'Acad. des sciences, année 1725, pag. 102.

Description des procédés employés dans la fabrication du fer-blanc; del signor Samuel Parkes. Ann. des Mines, serie 1, t. IV, pag. 635 e t. IV, pag. 337.

Sur la fabrication du moiré métallique. Ann. des Mines, serie 1, t. IV, pag. 649.

Note sur deux nouveaux fourneaux inventés del signor S. Hunt, pour le traitement du fer. Ann. des Mines, serie 1, t. VIII, pag. 195.

Sur la fonte de fer d'Ancy-le-Franc (Yonne); del signor Berthier. Ann. des Mines, serie 1, t. IX, p. 318.

Notice sur les usines à fer de la Silésie supérieure; del signor Manès. Ann. des Mines, serie 1, t. XI, p. 231.

Alcuni sono alimentati col carbon fossile, altri col carbone di legna.

Influence de la température sur les propriétés des

produits obtenus des minerais de fer, fondus dans un haut fourneau. Ann. des Mines, serie 2, t. I, pag. 209; del signor Karsten.

Note sur la différence de consommation qui a lieu dans la production de la fonte blanche ou de la fonte grise; del signor Fournel. Ann. des Mines, serie 2, t. III, pag. 69.

Essais sur la réduction des scories de forges et des minerais de Nassau et de Leybach, au moyen des fours à réverbère; del signor Margerin. Ann. des Mines, serie 2, t. III, pag. 73.

De la formation de la fonte blanche lamelleuse, propre à la fabrication de l'acier, etc; del signor Stengel. Ann. des Mines, serie 2, t. IV, pag. 245.

Sur les scories de forges et leur influence dans l'affinage de la fonte de fer; del signor Sefstroem. Ann. des Mines, serie 2, t. IV, pag. 440.

De la production et de l'affinage de la fonte provenant des minerais phosphoreux; del signor Karsten. Ann. des Mines, serie 2, t. IV, pag. 483.

Sur le traitement direct des minerais de fer, del signor Moisson-Desroches. Ann. des Mines, serie 2, t. VI, pag. 125.

Recherches sur quelques argiles employées dans les usines à fer, t. XII, pag. 293.

Analyse des scories d'affinage du fer, et de leur action sur l'argile réfractaire, à la chaleur du chalumeau à gaz oxygène, t. XII. pag. 311.

FUCINE CATALANE.

Mémoire sur les forges catalanes, del signor Tronson Ducoudray. Paris, 1775.

Traité sur les mines de fer et les forges du pays de Foix, del signor de Lapeyrouse.

Traité des forges dites catalanes, del signor Muthuon. Turin, 1808.

Rapport sur les forges des pays conquis en Espagne; dans les Pyrénées occidentales. Journal des mines, t. 2, n.° 11. pag. 1.

Observations sur une mine de fer en sable, qui se trouve aux environs de Naples, et sur l'usage que l'on en fait dans la forge d'Avellino. Journ. des mines, t. III, n.° 17, pag. 15.

Observations sur l'emploi du charbon de houille, dans le traitement du minerai de fer à la forge à la Cata-

lane; del signor Blavier. *Journal des mines*, t. XIX, pag. 135.

Sur la forge à la Catalane de Monsegou. *Journ. des mines*, t. XXVII, pag. 181.

Essai des minerais de fer d'Allevard (département de l'Isère), dans les forges catalanes du département de l'Arriège. *Journ. des mines*, t. XXXVIII, pag. 132.

Mémoire sur les forges catalanes de Pinsot, situées dans l'arrondissement de Grenoble; del signor Emile Gueymard. *Ann. des mines*, serie 1, t. I.

Examen du fer forgé par les nègres du Fouta Diallon (Haut-Sénégal), et des minerais desquels ils le retirent; del signor Berthier. *Ann. des mines*, serie 1, t. V, p. 129.

Mémoire sur les deux forges catalanes de Gincla et de Sahorre, del signor Combes. *Ann. des mines*, serie 1, t. IX, pag. 329.

Notice sur la fabrication du fer en Corse, del signor Sagey. *Ann. des mines*, serie 2, t. IV, pag. 121.

ALTI FORNI E FUCINE COL CARBONE DI LEGNA.

Extrait d'un rapport sur les forges et hauts fourneaux de Belfort (Haut-Rhin). *Journ. des mines*, t. VII, n.º 37, pag. 67.

Extrait d'un rapport sur les usines d'Audincourt. *Journ. des mines*, t. XIII, pag. 148.

Sur la fabrication du fer et de l'acier dans les forges de la Styrie, del signor Rambourg. *Journ. des mines*, t. XV, pag. 271, 380 e 436.

Extrait d'un mémoire sur la manière de fabriquer les essieux d'artillerie, à l'usine de Halberg près Sarrebruck, del signor Héron de Villefosse. *Journ. des mines*, t. XV, pag. 415.

De la préparation des briques de laitier, dans les fonderies de Suède. *Journ. des mines*, t. XVI, pag. 419. e 427.

Mémoire sur les mines de fer et sur les forges du département du Mont-Blanc, del signor Lelièvre. *Journ. des mines*, t. XVII, pag. 123.

Méthode usitée en Suède pour sécher et échauffer un haut fourneau, avant de commencer un fondage. *Journ. des mines*, t. XVII, pag. 381.

Note sur un procédé particulier en usage dans l'Eifel, pour l'affinage de la fonte; del signor de Bonnard. *Journal des mines*, t. XII, pag. 455.

Sur la préparation que l'on fait subir à la fonte dans

les hauts fourneaux de l'Eiffel; del signor Karsten. *Ann. des mines*, serie 1, t. XI, pag. 299.

Mémoire sur les usines employées à la fabrication du fer, dans le département du Cher. *Journal des mines*, t. XXVI, pag. 241 e 321.

Mémoire sur un perfectionnement de la méthode dite bergamasque, pour l'affinage de la fonte; del signor Gueymard. *Journ. des mines*, t. XXXIII, pag. 327.

Description des mines de fer des environs de Bergzabern (Bas-Rhin); del signor Calmelet. *Journal des mines*, t. XXXV, pag. 215.

Notice sur les mines de fer et les foyers de Framont et de Rothau; del signor Elie de Beaumont. *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, pag. 521.

Note sur un procédé d'affinage, suivi dans le sud de la principauté de Galles; dei signori Perdonnet et Coste. *Ann. des mines*, serie 2, t. V, pag. 173.

Notice sur le gisement de quelques minerais de fer de la Belgique, et sur les produits que l'on en obtient à la fonte; del signor Bouesnel. *Journ. des mines*, t. XXXV, pag. 361.

Essais faits à Bergen en Bavière, sur l'emploi de la tourbe crue pour le traitement des minerais de fer, dans les hauts fourneaux; del signor Wagner. *Journ. des mines*, t. XIV, pag. 194 e 302.

Note de M. Wagner sur un essai fait avec de la tourbe, dans une fonderie de fer del signor Lampadius, *Journ. des mines*, t. XV, p. 104.

Essai fait dans une fonderie de fer du Tirol, avec de la tourbe carbonisée et non carbonisée. *Journ. des mines*, t. XV, pag. 186.

METODO INGLESE.

Notice sur le traitement des minerais de fer avec le charbon de houille, dans les hauts fournaux du Creusot. *Journal des Mines*, t. XIV, pag. 159.

Notice sur la fonderie de fer de Gleiwitz, dans la haute Silésie, del signor J. F. Daubuisson. *Journal des Mines*, t. XIV, pag. 455.

Mémoire sur l'emploi de la houille brute dans les diverses opérations de la fabrication du fer, del signor Rozière. *Journal des Mines*, t. XVII, pag. 35 e 225.

Mémoire sur les procédés employés en Angleterre, pour le traitement du fer par le moyen de la houille, del signor de Bonnard. *Journal des Mines*, t. XVII, pag. 245.

Mémoire sur les minerais de fer des houillères, ou fer carbonaté lithoïde, del signor de Gallois. Ann. des Mines, serie 1, t. III, pag. 517.

Procès-verbal des essais faits sur les minerais de fer, provenant des fosses à charbon de terre d'Anzin et Fresnes, dei signori Clere et Tournelle. Ann. des Mines, serie 1, t. IV, pag. 345.

Extrait d'un rapport au conseil-général des Mines, sur les minerais de fer des houillères d'Anzin, et sur les essais en grand qui ont été faits, dei signori Clere et Tournelle. Ann. des Mines, serie 1, t. IV, pag. 353.

Essais et analyses d'un grand nombre de minerais de fer, provenant des houillères de France, del signor Berthier. Ann. des Mines, serie 1, t. IV, pag. 359.

Fabrication de la fonte et du fer en Angleterre, dei signori Dufrenoy ed Elie de Beaumont. Ann. des Mines, serie 2, t. I, pag. 353, e t. II, pag. 3 e 177.

Notices sur le traitement du fer par la houille, pratiqué en Angleterre. Ann. des mines, serie 1, t. IV, pag. 561.

Memoire sur la mine de fer de la Voulte (départ. de l'Ardèche); dei signori Thirria et Lamé. Ann. des mines, serie 1, t. V, pag. 325.

Description d'un fourneau de grillage pour le minerai de fer, employé au Creuzot et à Vienne; dei signori Thirria et Lamé. Ann. des mines. serie 1, t. V, p. 391.

Mémoire sur la fabrication de la fonte et du fer, en Angleterre; dei signori Coste et Perdonnet. Ann. des mines, serie 2, t. V, pag. 255, e 455, e t. VI, pag. 29.

Note sur les fonderies d'Angleterre; dei signori Coste et Perdonnet. Ann. des mines, serie II, t. VI, pag. 83.

Mémoire sur un procédé inventé en Angleterre, pour convertir toute espèce de fonte en excellent fer forgé; del signor Ch. Coquebert. Journal des mines; t. I, n.º 6, pag. 27.

Sur un fait observé à la fonderie de Bourth (Eure). Journ. des mines. t. I, n.º 6, pag. 38.

Expériences faites en grand, sur la fonte, dans un fourneau à réverbère, del signor Lampadius. Journ. des mines, t. XVI, pag. 293.

Questa nota è relativa ad alcuni saggi di puddlage colla legna.

Note sur des essais faits à Couvin, dans le but d'employer la chaux pour faire la sole des fourneaux de puddlage; del signor H. de Villeneuve. Ann. des mines, serie 2, t. IV, pag. 498.

Notice sur le puddlage à la tourbe; del signor Alex. Ann. des mines, serie 2, t. V, pag. 177.

Puddlage à l'anthracite exécuté à Vizille (Isère), en 1818; del signor Robin. Ann. des mines, serie 2, t. VI, pag. 109.

Sur l'affinage champenois à la houille; del signor Coste. Ann. des mines, serie 2, t. VI, pag. 290.

ACCIAI.

L'art de convertir le fer forgé en acier, del signor Réaumur. Paris, 1722.

Extrait d'un mémoire sur la fabrication des aciers de fonte du département de l'Isère, comparée à celle du département de la Nièvre et à celle de Carinthie. Journal des mines, t. I, n.º 4, pag. 3.

Rapport de Guyton et Darcet, relatif aux résultats des expériences de Clouet sur les différens états du fer, et la conversion du fer en acier fondu, Journal des mines, t. VIII, n.º 45, pag. 703.

Résultats d'expériences sur les différens états du fer; par Clouet, Journal des mines, t. IX, pag. 3.

Observations sur la manière de produire les aciers fondus, et sur les fourneaux qui conviennent pour cette opération, Journal des mines, t. IX, pag. 9.

Sur la fabrication du fer et de l'acier avec la houille, d'après les procédés de M. William Reynolds, Journal des mines, t. XIII, pag. 52.

Mémoire sur la préparation de l'acier et la fabrication des faulx, en Stirie et en Carinthie, Journal des mines t. XIII, pag. 194 e 208.

Sur la fabrication des faulx en France; id, pag. 218.

Notes sur la conversion du fer en acier; dans des creusets fermés, sans contact d'aucune substance contenant du carbone, del signor Muschett; et sur la facile fusion du fer, del signor Collet-Descotils, Journal des mines, t. XIII, pag. 421.

Fabrication d'acier, de faulx et de scies, dans le pays de Berg, Journal des mines, t. XIII, pag. 457.

Instruction sur la fabrication des lames dites de Damas, Journal des mines, t. XV, pag. 421.

Résultat d'une expérience qui a été faite sur l'acier fondu fabriqué dei signori Poncelet, Journal des mines, t. XXV, pag. 35.

Notice sur les fabriques d'aciers du département de l'Isère, Journal des mines, t. XXXII, pag 394.

Mémoire sur les acièrès de Rives et du département de l'Isère, *Journal des mines*, t. XXXVI, pag. 161.

Sur le travail de l'acier, *Ann. des mines*, serie 1, t. V, pag. 247.

Description d'un procédé à l'aide duquel on obtient une espèce d'acier fondu, semblable à celui des lames damassées de l'Orient; del signor Bréant, *Ann. des mines*, serie 1, t. IX, pag. 319.

Sur les lames damassées, *extrait d'un rapport de M. Héricart de Thury*, *Ann. des mines*, serie 1, t. V, pag. 421.

Expériences sur les alliages de l'acier, faites dans la vue de le perfectionner; dei signori Stodart et Faraday, *Ann. des mines*, serie 1, t. V, pag. 265.

Note sur la soudure de l'acier fondu et de la fonte de fer; del signor Th. Gill, *Ann. des mines*, serie 1, t. VI, pag. 621.

Sur les aciers damassés de M. Sir-Henry, *extrait d'un rapport de M. Héricart de Thury*, *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, pag. 553.

Fabriques d'acier en Perse, *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, pag. 591.

Sur l'usage des bains métalliques pour la trempe de l'acier, *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, pag. 601.

Moyen d'adoucir l'acier, *Ann. des mines*, serie 1, t. VII, pag. 611.

Méthode perfectionnée pour fondre l'acier; del signor Needham, *Ann. des mines*, serie 2, t. I, pag. 62.

Note sur la fabrication de l'acier à Sheffield, dans le Yorkshire, dei signori Coste et Perdonnet, *Ann. des mines*, serie 2, t. VI, pag. 105.

Description du procédé de fabrication de l'acier de forge à Siegen, grand-duché du Rhin, del signor de Stengel, *Ann. des mines*, serie 2, t. VI, pag. 337.

2782. Sarebbe inutile in oggi di far conoscere l'importanza del trattamento del ferro; le cure che hanno tutte le nazioni incivilite di assicurarsi una regolare produzione di questo metallo, dimostrano abbastanza quanto i suoi usi interessino tutta l'economia sociale. Vi è questa differenza tra il ferro e gli altri metalli preziosi, che gli ultimi non sono che mezzi di permuta, e segni rappresentativi della ricchezza, mentre il primo è l'agente il più necessario alla sua creazione. Se si intende per ricchezza di un paese, il mezzo che possiede di nutrire

una popolazione numerosa, procurandole tutti i godimenti dell'incivilimento, è evidente che il ferro tiene il primo posto tra gli agenti creatori della ricchezza, servendo a produrre gli strumenti aratorii, le macchine per fabbricare le stoffe, tutti gli strumenti di trasporto per gli uomini e per le mercanzie. Si può dire senza esagerazione che in quasi tutte le transazioni della vita l'oro va a cangiarsi col ferro.

Questi vantaggi sono in gran parte dovuti alla sua grande abbondanza sulla superficie del globo, ciò che permette di prodigarlo in tutte le applicazioni industriali, mentre gli altri metalli ed il bronzo, per esempio, che presso gli antichi serviva in luogo del ferro, non può essere adoperato che con parsimonia, ed in limiti assai ristretti in confronto del ferro. In oltre è ben noto, che il ferro possiede delle qualità speciali; che la ghisa e l'acciaio specialmente, sono corpi che non potrebbero ora essere suppliti da altri nel loro uso economico.

Per tutti questi motivi non temeremmo di estenderci troppo sulle operazioni che risguardano la metallurgia del ferro, se non vi fossero delle opere speciali su questa materia. Ma, siccome queste opere sono tra le mani di tutte le persone che si occupano di questa industria, deve essere nostro scopo, non tanto di fare una storia completa, quanto di dare un prospetto compendioso di tutti i fatti e delle considerazioni che ne derivano.

2783. I prodotti ai quali dà origine il trattamento del ferro sono così complicati, che si deve ricercare di farsene un'idea generale e precisa prima di penetrare nel loro studio speciale. Riassumeremo dunque ora i principali fatti, i quali verranno sviluppati in seguito, e daremo ragione dell'ordine dietro il quale vennero classificati.

È quasi dimostrato che i primi saggi tentati sui minerali di ferro non hanno riescito che in quanto venivano diretti sopra minerali ricchissimi e quasi puri. Questi minerali riscaldati con carbone, si riducono con facilità, e se la temperatura è convenientemente elevata, il ferro combinandosi collo stesso carbonio, produce della ghisa, dell'acciaio o del ferro dolce secondo le proporzioni di carbonio che entra nel composto. Questo metodo ancora in uso attualmente nelle nostre officine catalane, è il più semplice ed il più breve; ma nello stesso tempo quello che si eseguisce sulla scala più piccola. Non è d'altronde applicabile che a minerali poco comuni; ma con mine-

rali opportuni, fornisce del buon acciaio e del ferro eccellente. Sarebbe più difficile e meno vantaggioso di produrre della ghisa, per cui non se ne fabbrica con questo metodo.

Swedenstierna va anche più oltre, poichè suppone, dietro fatti positivi, che i primi trattamenti abbiano potuto eseguirsi colla legna, con una semplice torrefazione in mucchi incassati, coll'animare la combustione con mantici. Si è in tal modo che il ferro chiamato *osmund* in Isvezia, venne prodotto per molto tempo, e vi sono forse ancora in detto paese delle piccole officine catalane riscaldate colla legna in natura, e nelle quali la combustione non è eccitata che con un solo soffietto a mano. Anni sono, Swedenstierna ha veduto di queste officine nelle provincie un poco remote della Svezia.

2784. Quando i minerali sono meno puri, diviene assai difficile di saldare le molecole di ferro ricondotto allo stato metallico, sinchè sono disseminate nelle sostanze terrose che le accompagnano. Qui i processi di lavatura che permettono d'altronde d'arricchire a volontà la sostanza metallica, sarebbero poco praticabili; poichè il minerale di ferro ha generalmente una densità limitata e si riduce sotto le pile in polvere finissima; circostanze, che basterebbero per far abbandonare una vera lavatura, se la spesa che esigerebbe non rendesse di già l'operazione quasi sempre impraticabile.

In simile caso, bisogna dunque ricorrere ad una riduzione seguita da una fusione generale, che permette al metallo fuso, ed alle terre vetrificate di separarsi, secondo le loro densità rispettive. Il ferro non essendo fusibile, che ad una temperatura estremamente elevata, questa operazione avrebbe offerto molta difficoltà, se il calore necessario per vetrificare le terre non fosse bastato, per determinare la combinazione del ferro e del carbone, in modo da produrre della ghisa, materia assai più fusibile del ferro puro.

Laonde, il trattamento dei minerali di ferro i più comuni, dà origine immediatamente ad una scorie terrosa che si rigetta ed alla ghisa nella quale si è concentrato tutto il ferro. Ma la ghisa è di già per sè stessa, un prodotto capace di varie applicazioni e molto importanti. Quando anche l'operazione si limitasse a questo, il risultato ottenuto sarebbe immenso.

La ghisa può in oltre essere considerata come un nuovo minerale di ferro, e come un minerale dei più ricchi;

ciò che permette di vedere come sottoponendola ai metodi che sono adoperati nelle fucine catalane, si può giungere immediatamente a convertirla in ferro. Basta per questo scopo di riscaldarla in contatto coll'aria ad una temperatura bastante per determinare la combustione del carbonio che essa contiene. Il ferro che rimane allora in particelle più o meno voluminose possono saldarsi senza difficoltà, poichè non trovansi più mescolate con molte sostanze terrose.

Se si ha presente che il ferro del commercio contiene appena qualche traccia di carbone, che l'acciaio ne contiene un poco di più, e che la ghisa ne possiede assai di più, e se si ha presente inoltre che il ferro non è per così dire fusibile col mezzo dei forni impiegati in grande, che l'acciaio può benissimo fondersi, e la ghisa ancora di più, si ha la chiave di tutti i processi presi nel loro aspetto il più generale.

2785. Nel trattamento del ferro, come in quello del platino, si mette a profitto la proprietà che possiede questo metallo, di saldarsi direttamente e senza intermediarii ad una temperatura elevata. Non potendosi fonderlo per ridurlo in verghe, si sottopone al maglio la massa spongosa che risulta del trattamento, ad un calor bianco che permette alle porzioni isolate del metallo di saldarsi tra loro.

Quando siasi ben intesa questa circostanza essenziale del trattamento, si coglierà facilmente la serie delle idee che hanno diretti alcuni metallurgisti nei saggi tentato per ottenere il ferro con un processo diretto applicabile a tutti i minerali. Se noi teniamo dietro al confronto fatto più sopra, diremmo che hanno voluto imitare ciò che è accaduto nel trattamento del platino. Nel modo stesso che questo ultimo metallo, che non è fusibile, si può ridurlo in verghe, senza farlo passare allo stato di arseniuro fusibile, pel solo effetto della saldatura; si è pure creduto che il ferro una volta ridotto, potrebbe essere saldato senza che fosse necessario di convertirlo in ghisa.

La riduzione del ferro col carbone o coll'idrogeno carbonato, è facile; si effettua a calore appena rosso, e per conseguenza ben al di sotto della temperatura necessaria per la fusione delle terre, e per la produzione della ghisa. Si può dunque ridurre l'ossido di ferro puro in ferro malleabile se si riscalda con una dose conveniente di carbone, od in una corrente di gaz idrogeno carbonato.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 483

Il ferro ottenuto sarebbe malleabile, e immediatamente quando venissero prese le precauzioni necessarie per evitare di sbriciolare le masse ottenute.

Ma, se questo processo può offrire qualche probabilità di successo cogli ossidi di ferro puro o quasi puro, si vede che la presenza delle matrici in grande quantità, lo renderebbe impraticabile, e che le miniere di ferro le più comuni sfuggirebbero alla sua applicazione. Si sono proposti diversi mezzi per rimediare a questo inconveniente, ma sono lontani dal presentare le desiderabili probabilità di buon successo.

2786. Se, su questo punto di vista, il trattamento del ferro ha resistito alle speranze di miglioramenti che si erano concepite, in questi ultimi anni si sono fatti degli esperimenti di grande importanza. I metodi di riscaldamento potranno essere ridotti più economici, da una parte coll'uso dell'aria calda, negli alti forni, e dall'altra coll'uso della legna in natura negli stessi forni. Bisogna tentare di perfezionare l'applicazione di queste innovazioni, poichè sembra che, nell'industria del ferro, il fuoco sarà per lungo tempo il solo agente applicabile, e dovrà tener luogo di tutti gli altri mezzi che il metallurgista mette a profitto pei metalli che abbiamo già studiati.

Il riassunto che abbiamo dato, ci indica la divisione naturale di questo capitolo, che è la seguente:

- 1.° Nozioni generali sui minerali di ferro e sopra le operazioni preparatorie di cui sono l'oggetto.
- 2.° Trattamento diretto dei minerali di ferro.
- 3.° Trattamento dei minerali per la ghisa.
- 4.° Modellatura della ghisa.
- 5.° Trattamento della ghisa per ottenere il ferro.
- 6.° Fabbricazione dell'acciaio.
- 7.° Fabbricazione delle bande stagnate.
- 8.° Osservazioni sulla produzione e consumo del ferro.

Ciascuna di queste divisioni principali dovrà essere divisa in più articoli distinti, che verranno classificati nell'ordine che sembrerà il più metodico.

DEI MINERALI DI FERRO.

2787. Il ferro si presenta in natura sotto molte forme, ma non tutti i minerali che ne contengono sono atti ad essere trattati. Questo metallo è a prezzo troppo basso, perchè i minerali poveri possano essere trattati

in grande. Trovasi facilmente alterato dallo zolfo, e dal fosforo perchè si possa estrarlo dai minerali che ne contengono al di là di un certo limite. Queste considerazioni ed altre ancora, delle quali sarebbe troppo lunga la enumerazione, riducono i minerali trattabili alle specie seguenti, le sole che si trovino in sufficiente quantità, ed il cui trattamento sia abbastanza facile perchè si possano eseguire in grande.

1.° Deutosido di ferro, o ferro ossidulato, o miniera magnetica.

2.° Perossido di ferro, o ferro oligisto.

3.° Idrato di perossido di ferro.

4.° Carbonato di protossido di ferro.

Le nozioni che abbiamo dato nel precedente volume sopra questi diversi minerali, considerati sotto il punto di vista della loro composizione e della loro giacitura, ci dispensano di parlarne ancora.

Il metallurgista attacca maggiore importanza allo stato d'aggregazione dei minerali di ferro, ed alle materie accidentali che possono contenere, che non alla loro natura chimica particolare. Si vedrà facilmente tal cosa, poichè i minerali di ferro, sono quasi sempre preparati per la fusione con una preventiva torrefazione, o con una lunga esposizione all'aria, in modo che si è il perossido di ferro che viene realmente introdotto nel forno, qualunque fosse lo stato primitivo del minerale.

Si distinguono dunque le miniere terrose, e le miniere in roccia.

Le prime sono qualche volta prodotte dal perossido di ferro, ma d'ordinario dal suo idrato. Le miniere in roccia comprendono tutte le altre specie.

Si lavano le miniere terrose e non si torrefanno quantunque questa operazione possa presentare dei vantaggi quasi certi. La preparazione meccanica di cui sono l'oggetto è della maggior semplicità.

Al bisogno si pilano, ma spesso ciò non è necessario. Si lavano in seguito col mezzo dei *patouillet*. (Tau. 71 Fig. 1-2). Questa operazione è già stata descritta (2404).

Le miniere in roccia sono sempre torrefatte; ma in generale, non vengono sottoposte alla lavatura.

Le miniere di ferro possono contenere diverse sostanze accidentali; il bisolfuro di ferro, il solfato di ferro, o di manganesc sono quelle che producono gli effetti i più sinistri, poichè reudono il ferro fragile a caldo od a freddo, deturpandolo con una piccola quantità di zolfo o di fosforo.

Un metallo nuovo, il vanadio che si è trovato in una miniera di ferro della Svezia, rende il ferro molle; è probabile che nelle antiche analisi sia stato spesso confuso col cromo, al quale rassomiglia molto.

Molti minerali di ferro contengono del titanio; e se questo metallo non comunica al ferro alcuna proprietà nociva, bisogna però osservare che in dose alquanto forte, rende i minerali refrattari.

Lo zinco ed il piombo, possono pure incontrarsi nei minerali di ferro; ma il primo si volatilizza, ed il secondo si separa sempre dal ferro ridotto in modo che i prodotti ottenuti non ne sono giammai deturpati.

Torrefazione dei minerali.

2788. I minerali di ferro sono d'ordinario accompagnati dalla silice, e quando manca questo acido, è necessario di aggiungerne per determinare la fusione delle sostanze terrose che si trovano sempre coll'ossido di ferro. La silice possiede la proprietà di formare col protossido di ferro un silicato che non si lascia ridurre dal carbone, quando contiene tanto acido da formare un silicato neutro, ed a più forte ragione un silicato acido. È dunque essenziale di evitare la produzione di questo silicato di ferro. Tra i mezzi che si possono mettere in uso a questo oggetto, la torrefazione dei minerali non è il meno efficace. Col sussidio di questa torrefazione, i minerali, perdendo l'acqua, l'acido carbonico ed in generale le sostanze volatili che contengono, sono ridotti ad uno stato poroso, che li rende atti ad essere penetrati dai gaz. Posti nel forno di riduzione, ed involuppati dalla fiamma, trovansi in contatto per ogni molecola coll'idrogeno carbonato che fa parte della fiamma, e si riducono tosto che hanno acquistato il calore rosso nascente. Il ferro è dunque ridotto allo stato metallico, molto prima che i silicati possano prendere origine, e quando questi si formano, il ferro di già disossidato, non può più entrare in combinazione colla silice, se questo acido trova d'altronde delle basi potenti che lo saturino.

I minerali torrefatti possiedono un altro vantaggio; non potendo più fornire materie gazoze nel forno di riduzione non impediscono la sua corrente e non formano verso l'alto del forno, una sorgente di gaz, continuamente alimentata, che si oppone al libero passaggio della fiamma, e che inoltre la raffredda. Sarebbe dunque utile di sot-

toporre tutti i minerali alla torrefazione, anche quelli che sono indicati sotto il nome di minerali d'alluvione, come si usa in molte officine. Questa operazione è almeno considerata come indispensabile pei minerali duri come gli ossidi di ferro magnetico, ed il ferro oligisto, che non soffrono che un'alterazione lenta in contatto dell'aria. Il ferro spatico e i minerali dei terreni carboniferi potrebbero a rigore essere trattati senza torrefarli, poichè si modificano all'aria, perdendo il loro acido carbonico e passando allo stato di perossido; ma, questa alterazione spontanea essendo lentissima, la torrefazione ne facilita molto la fusione, perchè si sopraossidano e si disaggregano intieramente, sotto la sua influenza in poco tempo.

2789. La torrefazione dei minerali di ferro presenta la maggiore analogia colla cottura della calce; gli stessi processi convengono bene egualmente alle due operazioni; laonde questa torrefazione può eseguirsi in mucchio, all'aria libera, o entro recinti di muro, o finalmente entro forni.

Il primo di questi processi consiste nel porre sopra una aia coperta di combustibile degli strati alternati di minerale e di combustibile. Si forma in generale sul suolo un letto di carbon fossile grosso, di un piede di spessore; su di esso si mettono degli strati alternanti di minerale e di carbon fossile minuto; si forma in tal modo un mucchio di dodici a quindici piedi di larghezza, di otto a dieci piedi di altezza, e di una grande lunghezza; si mette il fuoco ad una delle estremità, e si abbandona l'operazione a sè stessa. La grossezza di questi strati dipende dalla qualità del combustibile, e dal grado di calore che i minerali possono sopportare senza vetrificarsi.

Le aie di torrefazione si circondano spesso di muri, per impedire che il calore non venga inegualmente sparso nel mucchio di torrefazione, e che le parti esposte all'azione del fuoco, non si vetrifichino prima che le altre siano sufficientemente torrefatte. Si ottiene inoltre una economia nel combustibile con queste costruzioni.

Finalmente si fa uso di forni costrutti in modo che il minerale possa levarsi dal fondo, e che il lavoro continui senza interruzione; rassomigliano a quelli impiegati per la cottura della calce. Nel paese di Galles, le disposizioni di località sono tali, che il minerale estratto dalle miniere viene condotto con un lieve pendio nei forni di torrefazione, i quali trovansi al livello della piattaforma del forno. Per eseguire questa torrefazione si fa

sempre uso del carbone minuto, o del carbone di qualità scadente.

La forma interna del forno di torrefazione è sempre di un cono o di una piramide rettangolare capovolta. Descriveremo due apparati di questo genere che basteranno per dar un'idea esatta di tutti quelli che si sono costrutti sino ad ora.

Il forno di torrefazione rappresentato dalla Tav. 62 fig. 4. 5. 6. 7. è in uso da lungo tempo in Germania, ed è stato costruito a Creusot da un ingegnere delle miniere sassone. È costruito di mattoni; ha 17 piedi di altezza; esteriormente è quasi cilindrico; il vuoto interno è conico. Ha tre focolai *a* posti lateralmente nei quali si getta del carbon fossile, e tre altre aperture *b* tutte al livello del suolo, per le quali si estrae il minerale, con un riavolo, quando è torrefatto. Un piccolo cono di ghisa *k* posto al centro della base del forno, sforza il minerale torrefatto a presentarsi davanti a queste aperture. I focolai comunicano all'interno del forno, pei condotti *o* la bocca *c d* è circondata da una balaustra di legno *m n m' n'*.

Quando si mette il forno in attività, si riempie di minerale, e si riscalda per quattro ore; a capo di questo tempo, si estrae per le aperture *b* una parte del minerale, che si trova compiutamente torrefatto, e vi si sostituisce altrettanto minerale crudo che si getta per la bocca. Questo lavoro continua in tal modo senza interruzione sin che si vuole.

Al Creusot l'oggetto della torrefazione era non solo di espellere le sostanze volatili ma anche di fare screpolare il minerale onde rendere la sua preparazione meccanica più facile.

Il forno del Creusot sembrerà troppo elevato e troppo stretto per tutte le località in cui il minerale non può seguire un abbassamento regolare, dalla sua estrazione sino alla sua conversione in ghisa.

In questo caso, il forno rappresentato dalla Tav. 62, fig. 1. 2. 3. la cui costruzione è d'altronde più semplice, dovrebbe essere preferito. Questo ultimo si carica per darvi fuoco, con un poco di carbon fossile grosso, sopra del quale si getta il minerale; quando il fuoco è ben attiyato, si aggiunge un letto di carbon fossile minuto, indi un letto di minerale, e così di seguito, alternando gli strati; si estrae il minerale di mano in mano che va torrefandosi nel basso. L'operazione è dunque più facile

ad eseguirsi che col forno precedente. Non si adoperano grate, e si rischia meno di dare a certe parti del minerale un colpo di fuoco capace di determinarne la fusione.

In generale, le forme prismatiche o rettangolari essendo poco favorevoli alla durata del forno, si dovrebbe dare la preferenza ad un forno il cui vuoto consisterebbe in un cono troncato e capovolto.

Trattamento diretto dei minerali di ferro.

2790. I processi in uso per ottenere il ferro direttamente dai suoi minerali, si distinguono in due classi ben definite, che possono indicarsi coi nomi di *metodo tedesco* e *metodo catalano*.

2791. *Metodo tedesco.* Con questo metodo i minerali vengono sottoposti ad una vera fusione, e si ottiene un prodotto intermedio tra la ghisa e l'acciaio; ciò non ostante una parte trovasi allo stato di ferro malleabile. Si sottopone questa massa ad una seconda operazione necessaria per depurare il ferro; si consuma in questo modo molto carbone e si subisce molto calo. Questo metodo, in uso soltanto nel nord dell'Europa, in Carinzia, Carniola, in Svezia ed in Norvegia, scompare a poco a poco, per dar luogo ai metodi che descriveremo in seguito.

Si eseguisce nei *Stuckofen* o *fornelli a massa* che ricevono il loro nome dalla massa ferrosa che si riunisce nella loro parte inferiore. La loro altezza è di 3^m a 4^m, 50. dalla bocca sino all'ala; la loro forma è presso a poco quella che verrebbe descritta da una sezione d'elisse o di cono, che girasse attorno ad un asse verticale; sono più stretti alla bocca che all'altezza del bucolare, hanno 0^m, 80. a 1^m, 10 di diametro al focolare. Il più delle volte, non evvi che una nicchia pel lavoro e pel bucolare; in questo caso, si estraggono i soffietti per far escire la massa che si leva per un'apertura fatta al livello del suolo, e che è chiusa con mattoni e con terra argillosa durante la fusione.

La fusione si fa colle precauzioni solite nei forni analoghi. Si riempie il forno di carbone, si ottura il buco di colata, e si accende il fuoco dalla parte inferiore. Quando tutto il combustibile è acceso, si carica il minerale torrefatto, a strati alternanti col carbone, avendo cura di aumentare successivamente la quantità di minerale sino a che le dosi sieno regolari. Il minerale discende a poco a poco, sino al bucolare; si fa colare la

scorie, ed il ferro si riunisce al fondo del forno in una massa chiamata *Stuk*. A misura che questa massa aumenta, si innalza successivamente il buco della colata, ed il bucolare. Quando la quantità del ferro accumulata nel forno sembra abbastanza grande, si fermano i mantici, si levano fuori le scorie, si abbatte il piccolo muro di mattoni che forma l'apertura, e si fa escire la massa di ferro con riavoli. Si porta questa massa sotto il martello per farne una focaccia di 8 a 10 cent. di grossezza; si taglia in due loppini (*lopins*) che si sottopongono ad una nuova operazione che consiste nel trattarli in fuochi di affinazione intieramente brascati, nei quali il vento è quasi orizzontale. La massa terrosa, posta nella mascella di una grossa tenaglia, viene riscaldata avanti al bucolare, una parte del metallo cola al fondo del crociuolo, perde il suo carbonio in un bagno di scorie ricche, e forma in seguito una massa il cui ferro è intieramente affinato; la parte che resta tra le tenaglie dà dell'acciaio che si lavora in verghe.

2792. *Metodo catalano*. È in uso nei Pirenei, in Corsica ecc. Diversifica essenzialmente dal precedente per la forma del forno adoperato che è in questo caso una vera fucina, come anche per l'andamento dell'operazione. I minerali, indipendentemente dalla torrefazione, vengono fortemente calcinati prima della fusione; queste due operazioni si succedono senza interruzione. I minerali che si trattano con questo metodo debbono essere fusibilissimi ed assai ricchi; ferri ossidulati, e certi ferri spatici. Si può ottenere col metodo catalano 40 per 100. di ferro; ma a termine medio, non se ne ottiene che 33 per 100.

I forni adoperati con questo metodo sono crociuoli rettangolari (Tav. 73) le cui proporzioni variano secondo i luoghi; si distinguono le fucine catalane, le navaresi, le biscagline ecc.

In una fucina catalana, si osserva il focolare colla sua tromba, il maglio ed un secondo martello più piccolo.

Il focolare è disposto in modo che l'operaio possa andare spesso e facilmente a visitare il bucolare, e regolare il vento. Il fondo del crociuolo (1) è formato di una

(1) Le cinque lastre che compongono il crociuolo O Tav. 73 hanno ciascuna il loro nome. Quelle del bucolare chiamasi *varma*; quella che vi è di faccia *contravento*; quella del davanti che porta dei buchi per dare passaggio alle scorie, chiamasi *chio* o *latteruolo*, quella del di dietro *rustina*; finalmente quella del fondo, viene chiamato *fondo*. Queste lastre sono del resto conosciute sotto il nome di pozzi, *taques*.

pietra di gres refrattario, e la faccia della *rustina* che non è ricoperta di ghisa, viene costrutta con una pietra di egual natura. La faccia della *varma* e quella del *contravvento*, sono ricoperte di lastre di ghisa; una lastra simile munita di un uncino di ferro inclinata verso il fuoco, forma la faccia del *chio*.

Le dimensioni del focolare sono varie; e sono varie specialmente l'inclinazione del *contravvento* e la protuberanza del *bucolare* nell'interno del focolare. In quanto alla inclinazione del *bucolare*, è ordinariamente di 30; è fissata con diligenza tutte le volte che si ricostruisce il crociuolo col mezzo di un semi cerchio munito di un filo a piombo. Le dimensioni ordinarie sono:

	Catalano m.	Navarese m.	Biscaglino. m.
Lunghezza	0,47	0,53	0,82
Larghezza	0,55	0,64	0,90
Profondità	0,43	0,56	0,72
Altezza del <i>bucolare</i> al di sopra del fondo . .	0,24	0,32	0,38

Questo *bucolare* è di rame e la sua direzione incontra il suolo del crociuolo tra il centro e l'angolo formato dal suolo e dalla lastra del *contravvento*.

La declinazione del *bucolare* è nulla; essa è posta in modo da dividere il fuoco in due parti eguali, e la sua direzione è parallela alle facce del *chio* e della *rustina*.

Il carbone di legna leggero, quello di pino, esige un crociuolo più aperto ed una più piccola prominenzza del *bucolare* che il carbone di legna duro, quello di faggio.

2793. Per fare un'operazione si fa passare il minerale pel cribro, si bagna la polvere o *greillade* che ne proviene, si getta nel focolare dei carboni ardenti che procedono dal lavoro precedente, e si carica al di sopra del carbon fresco che si comprime fortemente, specialmente dalla parte del *contravvento*. Quando il focolare è ripieno sino al di sopra del *bucolare*, si divide in due, con una tavola posta parallelamente alla faccia della *varma*. Si carica il minerale dal lato del *contravvento* ed il carbone del *bucolare*; la carica consta di minerale frantumato e eribrato; i pezzi sono della grossezza di un uovo o di una noce. Si ricopre il minerale di carbone sopra del quale si comprime della polvere di carbone, della *greillade* e delle scorie umide che formano una specie di volta. Si ottura il buco del *chio* con terra grassa. Fatta la carica si dà

il vento al principio debole, che si aumenta a poco a poco; dopo un' ora in circa, è della maggiore forza.

Durante questa prima epoca dell'operazione un operaio lavora spesso nel focolare con un rampone; comprime il carbone sul minerale, e ritiene questo minerale dal lato del contravvento per impedire che cada troppo presto al fondo del crociuolo. Il rampone gli serve anche per rimettere della terra grassa quando ciò sia necessario; davanti al *chio*; un altro operaio getta sul fuoco tutte le volte che compare la fiamma, della *greillade* umida per soffocare la fiamma, e concentrare il calore nel focolare. Dopo un' ora, un operaio trafora il buco del *chio*, per far colare le scorie, dovute probabilmente in gran parte alla *greillade* aggiunta al principio della operazione.

Questa prima parte dell'operazione ha per oggetto principale la riduzione del minerale. La piccola porzione di scorie che si forma, procede dal minerale pulverulento di cui si è fatto uso per ricoprire il fuoco, e che entra in fusione assai più celeremente che le masse più voluminose di cui è composta la carica.

2794. Immediatamente dopo la traforatura del lattaiolo l'operatore sale sull'aia del forno, e spinge avanti il minerale dal lato del bucolare. Durante tutta l'operazione, prima di spingere il minerale verso il bucolare, si trafora sempre il buco del lattaiolo; questo traforamento si fa ad intervalli ineguali, quando si accorga che la fiamma manchi di attività. Si fa inoltrare il minerale verso il bucolare più o meno secondo che le scorie non sono abbastanza fluide o lo sono troppo. Nel primo caso per farle escire, si introduce qualche volta pel buco del lattaiolo una pertica di legno bagnata, che determina un *crachement*; si mantiene del resto il focolare pieno di carboni.

Quando tutto il minerale è stato riunito al fondo del focolare, si mette un cesto di carboni al di sopra. Si principia a ravvicinare con un riavolo i grumi di ferro disseminati per agglutinarli e formarne una massa o *massello* unico.

Quando il massello è formato, si ferma il vento; uno degli operai immerge un riavolo pel buco del lattaiolo al di sopra del massello; ed un altro, seduto sul focolare, lo trascina sul suolo della fucina. Da prima viene battuto a colpi di martello; indi si trasporta sull'incudine, per dargli una forma presso a poco quadrata. In seguito

viene tagliato in due parti, di cui una resta sull'aia della fucina, coperta di carboni per mantenerla calda; l'altra è battuta sotto il martello, dove vi si dà la forma di un parallelepipedo rettangolare. Quando il pezzo è troppo raffreddato si fa riscaldare nel focolare, dove gli operai del posto susseguente hanno incominciato una nuova operazione; si pone dalla parte del bucolare. Si batte in seguito la seconda metà, e si riduce in barre.

Il secondo periodo del lavoro è molto caratteristico: ha per scopo la fusione del minerale ridotto. Questa non può eseguirsi, alla bassa temperatura di questi piccoli focolai, se non col mezzo della conversione delle terre in silicati assai carichi di protossido di ferro, in modo che un minerale che conterrebbe 20 a 25 per 100 di silice, non renderebbe sensibilmente del ferro con questo processo; si può calcolare che ogni parte di silice ne assorbe almeno due di protossido di ferro o di manganese. Non si può evitare questa perdita, poichè se si aggiungesse una base più forte, come la calce, la scorie, meno fusibili, imbarazzerebbero intieramente l'operazione.

Ma siccome il protossido di manganese può rimpiazzare e spostare il protossido di ferro nella scorie, così sarà sempre vantaggioso di introdurne, quando si abbia sotto mano dei prodotti naturali manganesiani convenienti.

2795. Si ottengono i seguenti risultati: 546k. di minerale ed altrettanto di carbone, danno un massello che fornisce da 168 a 170 kil. di ferro in barre. L'operazione dura 6 ore e il *posto* si compone di 4 operai.

Ecco l'analisi del minerale e delle scorie dell'officina di Gincla, secondo il signor Combes.

Minerale.		Scorie.	
Materie volatili.	10,6	Silice.	26,4
Silice	3,2	Ossido di manganese.	11,6
Ossido di manganese.	1,8	Calce	16,2
Calce	4,0	Magnesia	1,8
Magnesia ed allumina.	tracce	Allumina	tracce
Pertossido di ferro.	79,6	Protossido di ferro.	42,4
	99,2		98,4

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 493

Il prospetto seguente indica la composizione delle scorie di alcuni forni catalani, secondo il signor Berthier.

	1	2	3	4	5	6
Silice	0,290	0,270	0,416	0,238	0,333	0,496
Calce	0,088	0,134	0,010	0,030	0,000	0,018
Magnesia	0,015	0,018	0,034	0,016	0,024	0,020
Allumina	0,032	0,010	0,020	0,074	0,030	...
Protossido di manganese	0,176	0,192	0,078	0,032	0,032	0,040
Protossido di ferro	0,377	0,362	0,442	0,300	0,567	0,630
Ferro metallico	...	...	...	0,310	...	...
	0,976	0,986	1,000	1,000	0,979	1,004

N.° 1. Scorie delle fucine di Videssos (dipartimento dell'Ariège) prodotte al principio di un'operazione.

N.° 2. *Idem* prodotti alla fine della stessa operazione.

Si trattano nelle officine di Videssos i minerali di Rancié che sono ematiti manganesifere, la cui matrice è calcare ed argillosa.

N.° 3. Scorie della officina di Pinsot (Isère) prodotti in una operazione corrente; n.° 4, andando bene il lavoro n.° 5, andando mediocrementemente il lavoro, dette *scorie bleues*, perchè sono di un nero azzurrognolo; e n.° 6 andando male il lavoro, dette *scorie bianche*, perchè divengono bianche dopo un certo tempo di esposizione all'aria.

2796. Abbiamo fatto osservare che i primi trattamenti del ferro hanno avuto luogo col mezzo di piccole fucine analoghe alle fucine catalane, alimentate da mantici mossi a braccia d'uomo. Queste fucine venivano stabilite da per tutto dove il legno ed il minerale si trovavano riuniti, e quando l'uno e l'altro era esaurito, l'officina si trasportava altrove. Procedono da questo lavoro le scorie che si trovano in monticoli enormi in molti luoghi; queste scorie sono in generale poco porose; per cui hanno dovuto essere molto fluide, e non contengono quasi mai del ferro metallico.

Il prospetto seguente indica la composizione di tre saggi di questo genere di scorie analizzate dal sig. Berthier.

	Saint-Amand (Nièvre).	Saint-Marcial (Dordogne).	Contorn di Rouen.
Silice	0,295	0,300	0,192
Calce	0,005	0,024	0,006
Allumina	0,080	0,018	0,044
Protossido di manganese.	0,030	0,014	0,000
Protossido di ferro. . .	0,590	0,636	0,744
	1,000	1,000	1,000

Il ferro che si ottiene col metodo catalano è nervoso, si batte bene a tutte le temperature; ma non può essere laminato come il ferro procedente dal trattamento delle ghise. È un inconveniente comune a tutti i ferri ottenuti nei piccoli focolai; è dovuto alla presenza di grani acciaiosi; e questi ferri non sono buoni per le opere delicate, come i ferramenti delle ruote, ecc. ma sono preferiti per gli strumenti d'agricoltura, gli assali, ecc.

Fabbricazione della ghisa.

2797. Il processo, col quale si cangia il minerale di ferro in ghisa, differisce molto da quello ora descritto, tanto per la natura degli apparati adoperati, quanto per l'andamento dell'operazione.

In generale, la produzione della ghisa si eseguisce con una fusione completa del minerale. Si fa in modo che la silice che contiene sia convertita in un silicato di calce d'allumina, di manganese e di magnesia che prende il nome di *scorie*, mentre il ferro unendosi al carbonio od al silicio dà origine alla ghisa propriamente detta. Si aggiunge dunque al minerale del calcare o *castine*; delle sostanze argillose o quarzose, *erbue* degli operai, secondo che è troppo siliceo e troppo calcareo. Queste aggiunte si fanno a tentone col mezzo di crociuoli brascati. Vi si fondono diversi miscugli di minerale e di fondente opportuno sino a che siasi incontrata la dose

che dà il massimo di ghisa col minimo di fondente, e che fornisca nello stesso tempo una scorie ben vitrea. In questa fabbricazione, come nella precedente, si distinguono due epoche ben caratterizzate, quella in cui si eseguisce la riduzione del minerale, e quella in cui si eseguisce la sua fusione; durante l'ultima ha luogo la carburazione del ferro e la sua conversione in ghisa.

I vantaggi particolari della conversione del minerale in ghisa consistono in un trattamento più rapido, e che può eseguirsi sopra una grande scala, ed in un trattamento così perfetto che il ferro può essere esattamente separato dalle terre, come lo sarebbe in un'analisi in piccolo. Questa conversione però non è senza inconvenienti. Essa obbliga ad una nuova operazione destinata a sbarazzare la ghisa dalle sostanze che si sono unite col ferro, e produce così un doppio consumo di combustibile; ma la perfezione degli apparati, la loro continuità, le loro grandi dimensioni, assicurano a questo metodo una superiorità incontrastabile, anche sotto il rapporto dell'economia del combustibile.

2798. I forni in uso in questo trattamento sono molto alti, e prendono il nome di *alti forni*. Non ricevono però il colpo di fuoco necessario alla fusione che in una zona poco estesa; in modo che i miscugli che discendono lentamente subiscono, a poco a poco, tutte le alterazioni fisiche o chimiche di cui sono capaci. Una tale lentezza permette all'ossido di ferro di ridursi, alle terre di vetrificarsi, ed al ferro di convertirsi in ghisa. Tutti gli accidenti che potrebbero disturbare momentaneamente queste reazioni definite, sono distrutti e combattuti da forze sempre attive, che hanno il tempo di agire se i miscugli sono dosati in modo conveniente. In un forno basso, in cui le cariche passerebbero celeremente, la cosa sarebbe diversa.

Tutte le materie che passano negli alti forni, dovendo essere fuse, si cerca di produrre dei composti terrosi, dei veri silicati di calce e d'allumina, dotati di una conveniente fusibilità. Si cerca inoltre di introdurre nel miscuglio una base forte ed in quantità conveniente per evitare la scorificazione del ferro, quando il minerale non è calcare per sé stesso. È sempre la calce che viene adoperata a questo scopo. Se il minerale è troppo calcare vi si aggiunge al contrario una sostanza argillosa o silicea per rendere la fusione della terra completa, solo mezzo di evitare l'ingorgamento del forno, e di permettere alla ghisa di separarsi dalle scorie, per la sua densità.

Le differenze che si osservano negli alti forni, dipendono essenzialmente dalla natura del combustibile. Si può in fatti far uso del carbone di legna, della legna in natura, del coke e del carbon fossile stesso.

In Francia si faceva generalmente uso del carbone di legna, come in Germania e nella Svezia. In Inghilterra l'uso del coke ha ottenuto la preferenza, e l'economia che ne risulta ha fatto introdurre questo processo in tutte le località in cui il carbon fossile può ottenersi ad un prezzo conveniente.

Sino a questi ultimi tempi, si era ritenuto impraticabile l'uso del carbon fossile e della legna negli alti forni. Ciò non ostante l'uno e l'altro sono stati adoperati da poco tempo ed i vantaggi che ne possono risultare sono incalcolabili. Basta di riflettere per persuadersene che questi combustibili adoperati sotto questa forma possono produrre un effetto doppio di quello che se ne ottiene nel caso in cui si facciano carbonizzare.

2799. Queste notizie ci serviranno a classificare i metodi non nell'ordine nel quale si dovrà un giorno studiarli, ma nell'ordine della loro pratica la più abituale. Ci occuperemo dunque:

- 1.° Degli alti forni a carbone di legna.
- 2.° Degli alti forni a legna.
- 3.° Degli alti forni a coke.
- 4.° Degli alti forni ad aria calda ed a carbone fossile.

È chiaro che se i vantaggi particolari alla quarta classe di alti forni, sono confermati da una pratica più estesa, come sembra dover accadere, bisognerà tosto modificare i tre primi processi.

In fatti nei tre primi forni si inietta l'aria fredda per alimentare la combustione; mentre in quelli della quarta classe si inietta dell'aria ad una temperatura elevata. Questa modificazione dà ai forni delle proprietà speciali, che non solo permettono l'uso del carbon fossile in natura, ma realizzano ancora una grande economia di combustibile, dando alla ghisa delle qualità che non possedeva allo stesso grado, coi metodi ordinari di fusione.

La classificazione adottata qui sopra cangerà quindi senza dubbio; ma i processi vi sono ben disposti nell'ordine il più conveniente, sotto il rapporto storico e pratico.

2800. *Fusione col carbone di legna.* Gli alti forni adoperati nella fusione dei minerali di ferro col carbone di legna, non hanno seguito i miglioramenti rapidi che

hanno subito gli alti forni a coke. In Francia almeno la sorte delle officine di questa natura ha potuto eccitare delle giuste inquietudini, che hanno messo i proprietari nella necessità di vivere alla giornata senza osare di arrischiarsi ad introdurre dei miglioramenti in avvenire. Ma a misura che la questione si chiarisce, diviene più facile di calcolare le probabilità di durata di ogni stabilimento, e dappertutto dove si hanno eccellenti minerali di ferro, si può calcolare che l'uso del carbone di legna si manterrà ancora a lungo. Officine dotate di questo vantaggio non debbono dunque trascurare cosa alcuna per migliorare i loro processi, poichè possono, continuando col carbone di legna, resistere ancora alla concorrenza degli alti forni a coke.

La forma degli alti forni col carbone di legna ha dunque offerto poche variazioni. In generale sono troppo massicci, e differiscono poco per questo riguardo dagli alti forni a coke i più moderni. Hanno inoltre delle dimensioni più piccole, e producono meno ghisa. Svanaggio che potrebbe probabilmente attenuarsi o scomparire se si facessero dei saggi ragionati.

Il muro esterno degli alti forni col carbone di legna (Tav. 92) ha la forma di una piramide quadrangolare, più o meno elevata, ma che varia tra 18 a 36 piedi. Per diminuire la loro massa, si dà d'ordinario alla base la forma di un prisma che termina in alto in una piramide. Il centro interno offre in generale poca larghezza, ma si dà ai muri una grossezza considerevole per permettere loro di resistere alla dilatazione prodotta dal calore, che tende a fenderli verso il mezzo delle facce della piramide.

Si preverrebbe questa rottura in modo più efficace e nello stesso tempo più semplice e più economico, dando all'alto forno la forma conica, che sola permette di stabilire tra tutte le parti, la simmetria necessaria a prevenirne la rottura, al momento delle dilatazioni o delle contrazioni operate durante il riscaldamento o pel raffreddamento delle pareti.

In Francia, si costruisce la base del forno eguale all'altezza, e le parti superiori quantunque meno grosse, lo sono ancor molto.

2801. L'involuppo esterno, chiamato *muro o doppio muro*, è attraversato da canali destinati allo sviluppamento dell'umidità, che, passando allo stato di vapore, romperebbe l'involuppo esterno. Si consolida l'edificio con di-

versi sistemi di barre di ferro, tenute ferme esternamente con chiavi. Nella parte inferiore gli alti forni hanno due vani, l'uno per lo scolo della ghisa, l'altro per mettervi i mantici che debbono lanciar l'aria nell'interno del forno. Siccome le materie da fondersi, come anche il combustibile si caricano dall'alto, e l'altezza di questi forni è considerevole, così è necessario di applicarvi una strada a piano inclinato per salire sulla piattaforma, o meglio addossare il forno al fianco d'una collina o di una montagna. In questo ultimo caso, che è assai comune, bisogna aver cura di isolarlo dal terreno sul quale si appoggia per evitare l'infiltrazione dell'umidità che nuocerebbe al loro andamento e che potrebbe farlo fendere.

L'umidità che si introdurrebbe pei fondamenti degli alti forni, deve egualmente essere evitata; si ha dunque cura di fare alla loro parte inferiore dei canali destinati a riunire le acque, ed a darvi uno scolo facile.

Si fabbricano gli alti forni sopra fondamenti solidissimi, ed al bisogno si costruisce una palafitta ed una gratella su cui si mette il muro.

2802. La parte interna del forno nel quale si carica il minerale ed il carbone, chiamasi cammino o ventre; la forma anticamente adottata per questo vuoto è quella di due piramidi tronche opposte base a base. Queste piramidi sono quadrate o rettangolari. Questa forma non è certo la migliore; val meglio adottar quella di due coni troncati. La forma conica è più comoda a costruirsi, perchè basta di avere un regolo mobile attorno ad un asse per determinarne tutti i punti, è più favorevole per un riscaldamento e per una corrente uniforme; i forni in tal modo costrutti non subiscono che alterazioni simmetriche, e durano più a lungo dei forni rettangolari nei quali certe parti soffrono più che le altre.

La camicia del forno è costrutta di pietre, o di mattoni refrattari. Non si appoggia immediatamente contro il muro esterno; ne sono separati da uno strato di sabbia, di carbone in polvere, o di scorie peste. Queste impediscono la dispersione del calore, perchè l'aria, che inviluppa i grani sabbiosi, forma uno strato che conduce male il calorico; permettono alle pareti di dilatarsi senza fendersi, e senza farsi aprire l'inviluppo esterno, poichè la sabbia cede facilmente. In fine, questa costruzione permette di riparare l'interno del forno senza toccare il muro.

Il piano di intersezione di queste due piramidi, o di

questi due tronchi di cono, è quello che chiamasi *ventre* del forno. È solo verso questo punto od anche un poco al di sotto che il minerale, di già ridotto nelle parti superiori, incomincia a frittarsi. Discende in seguito nell'*ouvrage* dove il metallo si separa dalla matrice che l'accompagna e che entra pure in fusione.

Quando la riunione dei due coni o piramidi che compongono il vuoto interno, è troppo pronunciata, l'andamento del forno non tarda a degradare il ventre. Bisogna che questa riunione sia eseguita con una curva dolce, che evita tutte le irregolarità nell'andamento delle fiamme o in quella del minerale.

2803. Il *cammino superiore*, vale a dire quello che trovasi al di sopra del ventre, ha al di sopra una parte cilindrica di 18 pollici o 2. piedi di altezza, vale a dire il cannocchio (*gueulard*). Questa apertura serve a caricare il minerale ed il carbone nel forno. Affinchè la superficie del cannocchio non si degradi, si suole coprirla di una lastra di ghisa.

La funzione del cammino superiore è molto essenziale. Quando il minerale si carica crudo, subisce ivi una specie di torrefazione, che volatilizza l'acqua e le sostanze volatili che contiene; si disossida in seguito, per l'azione del carbone e dell'idrogeno carbonato, coi quali trovasi in contatto; ed a misura che discende, la temperatura si innalza in modo che arriva al ventre preparato per la fusione.

2804. Si dà il nome di *grande focolare*, o di *vuoto inferiore* alla parte piramidale o tronco conica che è al di sotto del ventre. Questa parte del forno si suddivide in due o tre parti. In tutti i casi, la parte inferiore dove il metallo fuso si riunisce, chiamasi *crociuolo*; ha la forma di un prisma.

D'ordinario, il grande focolare è diviso in tre parti; la prima, è una piramide molto svasata, che forma l'*étalage*; si è ivi che il ferro incomincia a combinarsi con una certa proporzione di carbone per trasformarsi in ghisa. La seconda, le cui facce si avvicinano alla verticale, è indicata col nome di *ouvrage*. Finalmente la terza è un prisma quadrangolare in cui si riunisce la ghisa; questo è il *crociuolo* propriamente detto.

2805. Si danno a queste diverse parti delle proporzioni diverse secondo la natura del minerale, quella del combustibile e secondo il genere di ghisa che si cerca di ottenere. È dunque molto difficile di dare le dimen-

sioni le più vantaggiose in modo assoluto. Non si possono stabilire a questo riguardo che delle indicazioni generali.

L'altezza del forno varia da 18 a 35, oppure 40 piedi. Nei forni troppo bassi, le materie arrivano rapidamente ad un'alta temperatura, e la riduzione del minerale tende a confondersi colla fusione, ciò che aumenta la proporzione del ferro che passa nelle scorie. La ghisa passando d'altronde troppo celeremente a traverso della parte la più calda del forno, non si può ottenere della ghisa grigia. Un'altra causa, e forse la principale, tende egualmente ad impedirne la produzione; si è che il minerale non arriva abbastanza riscaldato all'opera; l'alta temperatura che vi si sviluppa è dunque impiegata male a proposito a riscaldarlo prima di fonderlo.

L'irradiazione e il contatto dell'aria, producono delle perdite di calore più forti nei piccoli forni che nei grandi; i forni elevati sono dunque preferibili; ma l'altezza utile varia colla qualità del combustibile; in fatti la temperatura del canocchio diminuendo a misura che l'altezza del forno aumenta, vi sarebbe un punto in cui questa parte non sarebbe abbastanza riscaldata per la corrente che bisogna conservarvi.

Il carbone leggero di abete, e una macchina soffiante debole, non permettono che l'altezza ecceda 6 od 8 metri. Ma allora i minerali refrattari non si riducono che con perdita, e possono anche resistere, al punto da rendere l'operazione impossibile. Restando lo stesso il carbone, se si dispone di una macchina soffiante potente si può dare almeno 9^m a 10^m d'elevazione al forno. Finalmente col carbone di legna duro ed un buona macchina soffiante, il forno può avere 11 a 12 metri di altezza, ed allora come si vede è utile di darvela.

La larghezza deve variare colle circostanze poichè si sa che il calore è più intenso nei focolai ristretti. L'interno del forno, specialmente verso il punto in cui incomincia la fusione, deve dunque essere studiato con diligenza. Se il carbone è leggero, ed i minerali siano refrattari, e la macchina soffiante debole, la cuve deve essere meno larga che se si dovessero trattare dei minerali fusibili con carbone compatto ed una macchina soffiante energica.

2806. La forza della macchina soffiante determina in gran parte l'altezza del forno. In altri termini questa determinazione riposa sulla quantità del combustibile abbruciato in un tempo dato, la natura del minerale avendo

d'altronde poca influenza. L'altezza del forno deve aumentare in fatti, col consumo del carbone, perchè tutto il calore prodotto venga assorbito dal minerale, o dalle materie che compongono la parte superiore delle cariche. Ciò che vale quanto il dire in ultimo risultato che i gaz dovendo escire dal cannocchio con una temperatura costante, qualunque sia l'altezza del forno, bisognerà per utilizzare il calore prodotto, elevare il forno, in ragione del calore che è sviluppato nel suo interno, e per conseguenza, in ragione del combustibile consumato, o del vento impiegato.

Aumentando il vento, si può dunque aumentare l'altezza del forno, sino a tanto che la friabilità del carbone, che essendo troppo compresso, opporrebbe un ostacolo meccanico al passaggio dell'aria, non vi metta ostacolo. Il sig. Karsten ammette che una macchina soffiante che dia 37 metri cubici d'aria per minuto, basta per un forno o carbone di legna di 12^m,55 d'altezza sopra una larghezza al ventre di 3^m,14 a 3^m,76; mentre mantici i quali non fornissero che 6 a 9 metri cubici d'aria per minuto, possono attivare a pena un forno di 6^m,27 di altezza, sopra una larghezza al ventre di 1^m,56.

2807. L'altezza degli alti forni dipende dunque principalmente dal volume d'aria che vi si lancia. La natura del minerale e quella del carbone, intervengono quando si tratta di fissare le proporzioni relative del vuoto interno. Dei due forni della stessa altezza, quello che viene caricato di carbone pesante e di minerale fusibile, deve essere più largo di quello che fonde dei minerali refrattari, e che consuma un carbone leggero. Gli *etalage* del primo saranno più lunghi di quelli dell'ultimo. Se il vento è forte, gli *etalage* devono formare un angolo di 60.° coll'orizzonte dietro le esperienze fatte in Slesia.

2808. L'*ouvrage* è in rapporto nelle sue dimensioni con quelle del forno; un'*ouvrage* troppo elevato distruggerebbe le pareti. Nei forni ordinarii, l'elevazione dell'*ouvrage* al di sopra del bucolare non deve essere al di sotto di 1^m 88, la sua larghezza al bucolare essendo di 0.47. L'*ouvrage* è sempre svasata verso l'alto, per facilitare la discesa delle cariche. La larghezza alla parte superiore è d'ordinario di un terzo maggiore di quella presa all'altezza del bucolare. Questi principii possono senza dubbio guidare nella scelta delle proporzioni di un forno, ma vi sono delle circostanze che le modificano, e che l'esperienza sola fa conoscere.

Le figure 1 2 3 e 4, Tav. 72, rappresentano un forno costruito da poco tempo e che dà risultati assai vantaggiosi.

2809. La pressione dell'aria lanciata nel forno per abbruciare le diverse specie di carbone colla celerità conveniente, e produrre il *maximum* di calore, deve variare colla qualità del carbone. Manchiamo di esperienze a questo riguardo; ma, ciò non ostante, il sig. Karsten ammette nel suo trattato, che in generale le colonne di acqua, facendo equilibrio a queste pressioni, debbono avere le altezze seguenti.

Specie di carboni.	Altezza delle colonne d'acqua.	
	m.	m.
Carbone d' abete leggerissimo	0,31	a 0,46
Carbone d' abete di buona qualità	0,46	» 0,63
Carbone di pino silvestre e di legno duro.	0,63	» 0,94
Coke tenero e facilmente infiammabile.	1,25	» 1,88
Coke duro e compatto	1,88	» 2,51

2810. Riunite le materie necessarie per attivare il forno si procede a darvi fuoco. Questo esige grandi precauzioni, come tutte le operazioni di questo genere, quando trattisi di apparati di gran volume. Si fa essiccare il forno con molta cura, specialmente quando è recentemente costruito; a questo scopo si chiude l'apertura del bucolare affine di evitare la corrente d'aria che si stabilisce per questo orificio. Si netta il crociuolo, si accende esternamente al forno, un piccolo fuoco di legna secca che si avvicina a poco a poco all'opera. Si aspetta più giorni prima di mettere il fuoco nel crociuolo, onde l'umidità sia in gran parte sviluppata. Si getta allora del carbone acceso nel crociuolo. Si riempie a poco a poco l'*ouvrage* con carbone a misura che l'essiccazione procede avanti, e la temperatura del forno aumenta. Finalmente si carica il carbone senza aggiungere minerale, sino a che tutto il forno sia pieno. Se il forno è grandissimo, e le pareti non siano state rinovate si può abbreviare l'operazione, riempiendo il ventre in una sola volta, quando il carbone è giunto alla metà od ai due terzi dell'altezza.

Questa operazione può durare da otto giorni a tre settimane secondo le riparazioni che si sono fatte subire al forno. Quando è terminata, e il forno è in pieno fuoco, si aggiunge ad ogni carica una piccola quantità di minerale che si aumenta successivamente.

2811. Tosto che il metallo si manifesta nell'opera, si netta il crociuolo, si pone la *dama*, pietra o massa di

ghisa che ne chiude l'entrata, e si ottura il buco della colata con brasca.

Non è che a questa epoca che si dà il vento, che deve essere fornito al principio con molta lentezza, affinché la temperatura, troppo rapidamente elevata, non arrechi dei guasti nel forno. In oltre, siccome le cariche di minerale sono state deboli sino a questo momento, il calore sviluppato, non trovando altro impiego, si getterebbe sulle pareti, e si arrischierebbe di far fondere le pietre dell'opera e degli *etalage*. Si aumenta il vento a misura che cariche più forti si presentano nell'opera; ma non è che a capo di 3 o 4 giorni che riceve tutta la sua forza.

Si netta il crociuolo affinché la ghisa e le scorie, a misura che colano, possano stanziarvi e riempierne a poco a poco tutta la capacità.

Si evita di sopraccaricare il forno di minerale, nei primi giorni dall'andata; non essendo il calore per anco abbastanza elevato, potrebbero formarsi degli ingorghi che nuocerebbero al punto da far sentire la sua influenza per tutto il corso dell'operazione. Quando il forno ha acquistato il grado di calore conveniente, una sopraccarica accidentale non produrrebbe conseguenze tanto gravi, perchè i muri possano cedere alle materie una parte del loro calorico. A misura che il carbone si abbrucia, e che il minerale si fonde, le cariche discendono e si forma un vuoto nel cannocchio che si riempie con nuove cariche. Si misura esattamente il fondente, il minerale ed il carbone. Le cariche non debbono essere nè troppo forti nè troppo limitate. Nel primo caso raffreddano il forno; nel secondo il minerale discende obliquamente e per cadute irregolari, che nucono all'aumento del forno.

Si carica dunque il carbone, il minerale e la castina a misure determinate e ad epoche regolate. In alcuni forni si pone sul miscuglio un peso sospeso ad una catena; questo peso discende col miscuglio, a misura che questo si abbassa, e quando la carica è giunta più bassa della lunghezza della catena, il peso agendo su di essa, fa suonare una campana che avverte l'operaio di servizio.

2812. La scorie che arriva per la prima all'altezza della *dama* è vischiosa; si leva via con un riavolo; ma ben tosto il forno si scalda, e le scorie divengono abbastanza liquide per scolar fuori a misura che si riuniscono nel crociuolo. La ghisa più pesante della scorie,

si porta alla parte inferiore del crocinolo, e vi si accumula, e finisce ad arrivare alla superficie della dama. Si dispone allora per fare la colata; si escavano nella sabbia dei canaletti che devono riceverla, si sbarazza il bucolare e l'*ouvrage* dalle masse indurite e dalle scorie vischiose che vi sono attaccate. Il tutto essendo all'ordine, si ferma il vento, e si apre il buco della colata, coll'introdurvi una stanga di ferro a colpi di mazza. Questa operazione è talvolta penosa perchè il buco è ostruito dalla ghisa e dalle scorie rapprese. Tosto che il buco è aperto, la ghisa sfugge come un ruscello di fuoco, e va a riempire i canaletti escavati nella sabbia che servono di forma. Terminata la colata, le cure degli operai si dividono, e mentre alcuni si occupano del forno, gli altri gettano a poco a poco della sabbia sulla ghisa in modo da coprirla intieramente. Questa precauzione, oltrechè garantisce il metallo dalla ossidazione, ha per oggetto di rendere il raffreddamento più lento; ciò che è utile per la buona qualità della ghisa.

Quando la ghisa deve essere raffinata, vi si dà la forma di un prisma triangolare molto allungato che porta il nome di *modello*.

Si richiude prontamente il buco della colata, si riempie il crociuolo di carboni accesi, si chiude la scodella, si apre il bucolare, e si fan muovere le macchine soffianti. L'operazione incomincia di nuovo.

La ghisa ottenuta nelle priue colate è sempre bianca, perchè la temperatura non è ancora abbastanza elevata. Ma quando il calore è giunto al suo massimo, il forno prende un andamento regolare, e può dare della ghisa grigia, se la natura del minerale e le dosi lo permettono.

La ghisa bianca destinata alla fabbricazione del ferro malleato, viene colata regolarmente ad intervalli fissi, una o due volte per giorno, secondo la rapidità della fusione, la capacità del crociuolo e la ricchezza del minerale. La ghisa grigia, destinata ad essere modellata, può qualche volta essere colata nelle forme; ma d'ordinario, gli operai la cavano nel crociuolo anteriore, con cucchiai di ferro, investiti internamente di uno strato d'argilla.

La capacità del crocinolo è variabile; la quantità del metallo che contiene è compresa tra 600 e 2500 kil.

2813. La ghisa bianca viene trasformata più facilmente in ferro della ghisa grigia, e quest'ultima è in vece più opportuna per essere modellata. È dunque conveniente

di poter produrre a volontà della ghisa bianca o grigia.

La ghisa bianca procede quasi sempre da difetto di calore nel forno; essa non ha potuto in questa circostanza convertirsi in ghisa grigia. Si ha dunque della ghisa bianca quando il forno non si riscalda abbastanza, sia per qualche vizio nella sua forma, sia per l'insufficienza delle macchine soffianti; e se ne produce ancora quando la quantità del minerale è eccessivo relativamente al carbone. Quando la forma del ferro e la potenza delle macchine soffianti sono convenienti, basta di aumentare il vento o la quantità del carbone o entrambi ad un tempo per ottenere della ghisa grigia. Si ottiene della ghisa bianca con modificazioni inverse vale a dire, diminuendo il vento e sopraccaricando in minerale.

2814. In questa relazione succinta delle operazioni che danno origine alla ghisa, abbiamo evitato di fare intervenire questioni di teorica, ed anche considerazioni di chimica. Esamineremo ora il trattamento con cura, sotto questo punto di vista.

È raro che un minerale di ferro possa essere fuso senza aggiunta, in modo che possa fornire il suo metallo; è necessario quasi sempre di aggiungervi una sostanza calcare, o *castina*, oppure una sostanza silicea o *erbue*. È impossibile di stabilire le proporzioni di fondente le più opportune; non si può conoscerle che con saggi ripetuti. Questi saggi si eseguono in un crociuolo brascato, come se si trattasse di un saggio di ferro ordinario. Si mette da prima un eccesso di castina che è in generale la materia che manca al minerale, e si fonde; questo assaggio fa conoscere il massimo di ghisa; si diminuisce in seguito la castina, sino a che la ghisa incominci ancor essa a diminuire, ciò che indica il minimo di castina.

Si concepisce facilmente tal cosa, poichè la calce fornita dalla castina ha per iscopo di impedire alla silice di formare un silicato di protossido di ferro, che sarebbe irriducibile dal carbone; bisogna adunque mettere abbastanza calce, onde tutto l'ossido di ferro resti libero, e possa essere ridotto; ma un eccesso di castina sarebbe inutile se il minerale fosse puro.

Quando il minerale è piritoso, bisogna variare l'andamento del saggio, e ricercare la proporzione della castina la più forte che i minerali possano sopportare senza che le scorie cessino di essere fusibili. In fatti,

quanto più vi sarà di calce nella scorie, tanto meno solfo rimarrà nella ghisa; col mezzo della calce, questa sostanza passa nella scorie allo stato di zolfuro di calcio.

Quando il minerale è troppo calcare, bisogna ricercare con assaggi, il minimo di materie quarzose da aggiungersi, poichè si è in tal modo che si otterrà il massimo di ghisa; in seguito si tentano alcune dosi, aumentando la dose del fondente siliceo, sino a che si abbiano le scorie le più vetrose, senza aver diminuito la produzione in ghisa.

Questi saggi poi devono essere fatti per quanto si può ad una temperatura analoga a quella degli alti forni, con materie identiche a quelle che vi si trattano e rappresentanti la loro composizione media. Il forno d'assaggio deve dunque essere riscaldato collo stesso combustibile, che serve pel forno, e per istudiarne l'andamento, bisogna porvi da prima dei crociuoli contenenti le materie che vengono forse dal forno, dosate nella stessa maniera come nell'operazione in grande. Variando la durata del colpo di fuoco, si riconosce ben tosto quale è quella che corrisponde all'effetto prodotto dal forno stesso; basta paragonare gli effetti della fusione in piccolo con quelli della fusione in grande. Una volta fissato questo primo punto, tutti gli assaggi divengono facili ed esatti senza che occorra di ricorrere ad analisi chimiche sempre lunghe e spesso troppo difficili perchè si possa eseguirle nelle officine.

2815. Abbiamo di già indicato diverse volte, che si debbano distinguere diverse epoche nel lavoro dell'alto forno. I minerali si riducono nei primi istanti del loro soggiorno nel forno; poichè basta di un calor rosso cupo perchè questa riduzione abbia luogo in presenza dell'idrogeno carbonato, che l'acqua, decomposta dal carbone, non manca di produrre.

Giungendo all'altezza degli *etalage*, i minerali sono dunque di già ridotti, e fortemente riscaldati; si è ivi che il minerale ed il fondente incominciano a reagire; si è nell'*ouvrage* che si compie la fusione.

La fusione e la conversione in ghisa del ferro già ridotto sono quasi simultanee; poichè sin che il ferro non è giunto a questa alta temperatura non si è potuto formare altro che acciaio di comentazione o presso a poco.

Il colpo di fuoco che le materie possono sopportare decide in generale della natura della ghisa. Una scorie troppo fusibile non permette di produrre altro che della

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 507

ghisa bianca; la fusibilità della scorie non permette alle materie di soggiornare abbastanza a lungo nella parte la più calda del forno; perchè la produzione della ghisa possa aver luogo. Una scorie troppo fusibile determina al contrario la formazione della ghisa grigia per una ragione opposta; poichè in questo caso, il soggiorno delle materie nello spazio in cui si sviluppa la maggior temperatura del forno, è necessariamente un poco più prolungato.

2816. Questa influenza della temperatura sulla natura delle ghise, è un fatto talmente importante che noi citeremo qui le osservazioni del signor Fournel a questo proposito.

I due alti forni di cui trattasi, quello di Bousseval, che lavora a ghisa grigia o quello di Tempillon, che non fornisce che della ghisa bianca, trovandosi posti nelle stesse circostanze, trattano dei minerali della stessa località, con carboni procedenti dagli stessi boschi.

Officina di Bousseval (ghisa grigia).

Anni.	Ghisa prodotta espressa in kilog.	Numero delle bannes consuete (1).	Numero delle bannes per 1,000 kil. di ghisa.
1824.	686729 kilog.	1353 b. 54	1,916
1825.	702617	1333 21	1,98
1826.	762263 50	1446 99	1,90
1827.	770626 50	1480 18	1,92

2922236 " 5613 b. 90

Il consumo medio è di 1,92 bannes per 1000 kil.; cioè piedi cubici 245,72 per produrre 1000 kil. di ghisa grigia.

Il carbone abbruciato a Bousseval è misto, e pesa 7 kil. 50 al piede cubico; laonde 1843 kil. di carbone danno 1000 kil. di ghisa grigia; è 1,84 carbone per 1 di ghisa.

Tempillon (forno per ferruccia).

1. ^a fondita.	1822.	297282 kil.	402,75 bannes.
2. ^a	1822-23.	443281	590,46
3. ^a	1823-24.	656607	854,63
4. ^a	1824-25.	713537	952,10
5. ^a	1825-26.	637794	830,62
6. ^a	1826-27.	611697	872,95

3,360,198 k. 4,503,51 bannes.

(1) La *banne* è composta da trentadue *raisses* ed ogni *raisse* è di quattro piedi cubici; laonde la *banne* è di 128 piedi cubici.

A termine medio si è una *banne* 34 per 1000 kil. o in altri termini; occorsero 171 p. cub. 52 per produrre 2000 kil. di ghisa bianca; in peso, sarebbe 1,286 di carbone per 1 di ghisa.

Dal confronto di questi risultamenti, ne segue che se v rappresenta il volume del carbone necessario per produrre un peso dato di ghisa bianca, $V = v + \frac{v}{2,51}$ sarà il volume necessario per produrre lo stesso peso di ghisa grigia.

Questa formola da cui si cava a volontà il valore di V o di v , permette di calcolare la spesa o la economia prodotta dal passaggio da un genere di lavoro all'altro.

Se i consumi fossero noti in peso, bisognerebbe servirsi della formola $P = p + \frac{p}{2,28}$, in cui p esprime il peso del carbone necessario per produrre un peso dato di ghisa bianca, e P il peso del carbone da impiegarsi per la stessa quantità di ghisa grigia.

Quando si producono delle ghise destinate alla affinazione, si cerca di mettere per ogni carica di carbone tutta la quantità di miniera che può sopportare. Per le ghise destinate ad essere gettate, il problema è più complicato; la qualità entra in prima linea; la quantità deve essere la maggiore possibile, senza dubbio; ma la ghisa non dovendo essere nè troppo grigia nè chiara, la quantità è diminuita dalle proporzioni che si impiegano.

2817. Si potrebbe credere che nei forni che lavorano a ghisa bianca, vi è perdita per sopraccarico di miniera per rapporto al carbone; si può domandare in una parola se una quantità data di miniera deve rendere lo stesso peso di ghisa bianca o di ghisa grigia. Ecco un prospetto decisivo su questo soggetto.

Ghisa bianca.

Fondita.	Anni.	Peso della ghisa.	Queues di miniera (1).	Queues di miniera per 1000 kil.
1. ^a	1822	279,282 k.	727,62	2,45
2. ^a	1822-23	443,281	1267,62	2,85
3. ^a	1823-24	656,607	1679,00	2,55
4. ^a	1824-25	713,537	1922,66	2,69
5. ^a	1825-26	637,704	1739,75	2,72
6. ^a	1826-27	611,697	1641,50	2,69
		3,360,198 k.	8978,18	

(1) Le queues di 16 piedi cubici.

Sono dunque occorse a termine medio due queues 67 per 1000 kil. di ghisa bianca.

Ghisa grigia.

Anni.	Peso della ghisa.	Queues di miniera.	Queues di miniera per 1000 kil.
1824	686,729 kil.	1742,02	2,54
1825	702,617	1786,25	2,54
1826	762,263 50	2154,66	2,82
1827	770,626 50	2171,17	2,82

2,922,236 kil. 7854,10

La media del lavoro di questi quattro anni è di 2 q. 68 per produrre 1000 kil. di ghisa grigia.

Si vede che il risultato è lo stesso; che la differenza nel modo di lavoro non influisce che sulla quantità relativa di carbone, e che il mastro del forno, variando il suo lavoro, non ha a tener conto realmente che di un solo elemento.

2818. Si sono fatti in Isvezia, in Germania, in Francia, studii profondi della composizione delle diverse varietà di ghise, e di scorie. È degno di osservazione la circostanza che in un genere di analisi che presenta gravi difficoltà, i risultati che si sono ottenuti, sieno d'accordo generalmente, quantunque fatti in un modo il più indipendente, poichè sono state eseguite quasi simultaneamente.

In Isvezia, si è sottoposto all'analisi non solo delle ghise e delle scorie procedenti dai lavori in grande, ma anche dei prodotti analoghi formati in operazioni d'assaggio eseguite in piccolo nel crociuolo.

Si sono trovato nelle ghise preparate in grande le tracce di calcio, magnesio, alluminio, zolfo e fosforo e quantità variabili di manganese. Il carbonio variava da 4 a 5 centesimi mentre il silicio non ascendeva che alla dose di 3 a 4 millesimi.

Nelle ghise preparate in piccolo, si sono trovate le stesse sostanze; ma il carbonio vi ha, variato da 2 a 6 centesimi, mentre il silicio, mancante tal volta, ascese anche sino a 3 centesimi in certi saggi.

Queste variazioni trovansi sottoposte ad una regola certa. Se si suppone la temperatura abbastanza elevata, per la produzione della ghisa, si trova che la temperatura la più bassa dà la ghisa la più ricca di carbonio e la più povera di silicio o di metalli terrosi; al con-

trario le ghise che hanno subito l'effetto della temperatura la più elevata, contengono assai meno carbonio, e sono più ricche in silicio ed in metalli terrosi.

Si dà facilmente ragione di queste variazioni, poichè la riduzione del ferro, che si opera in presenza del carbonio, deve dare origine in primo luogo a del carburo di ferro. Questo reagisce in seguito sulla silice e sugli ossidi terrosi, che fanno parte delle scorie, a misura che la temperatura si innalza. Ne risulta dell'ossido di carbonio che si sviluppa, mentre il silicio ed i metalli ridotti, entrano in combinazione colla ghisa non intaccata, e ne modificano la composizione. Si può dunque assicurare che la diminuzione del carbonio e l'aumentazione del silicio camminano insieme, e sono proporzionali all'innalzamento di temperatura ed alla durata del colpo di fuoco.

Nei lavori in grande, si deve dunque trovare la ghisa tanto più ricca in silicio, quanto più denso è il carbone, il forno più elevato, il vento più forte ed in una parola, la temperatura più alta; questo è ciò che si vede immediatamente, confrontando l'analisi delle ghise prodotte col niczo del carbone di legna con quelle che risultano dal lavoro col coke.

2819. Le analisi seguenti, dovute al signore Karsten, gettano molta luce sulle modificazioni che subiscono i prodotti, quando si fa variare la temperatura dei forni per ottenere delle ghise diverse. Sono state fatte sui prodotti delle fucine di Hamm, dove si fondono i minerali senza aggiunta di castina, ed ove, per conseguenza non si possono introdurre altre variazioni che quelle che risultano dal rapporto tra la carica del minerale ed il carbone.

Nelle tre esperienze che hanno dato luogo a queste analisi, si è aumentato progressivamente la quantità del minerale, quella del carbone restando la stessa, come i numeri 2, 5 e 8 in volume.

	1. Esperienza. Ghisa grigia.	2. Esperienza. Ghisa bianca lamellosa.	3. Esperienza. Ghisa bianca cavernosa.
Ferro	86,739	89,738	95,21
Manganese	7,42	4,49	1,79
Silicio	1,31	0,55	0,00
Grafite	2,37	0,00	0,00
Carbonio combinato	2,08	5,14	2,91
Zolfo	0,001	0,002	0,01
Fosforo	0,08	0,08	0,08
	100,000	100,000	100,000

	Sua scorie.	Sua scorie.	Sua scorie.
Silice	49,57	48,39	37,80
Allumina	9,00	6,66	2,10
Protossido di ferro. .	0,04	0,06	21,50
Protoss. di manganese.	25,84	33,96	29,20
Magnesia	15,15	10,22	8,60
Zolfo	0,08	0,08	0,02
	99,68	99,37	99,22

Si possono dedurre da queste analisi le seguenti conclusioni, che si accordano in generale coi risultati precedentemente esposti.

1.° Qualunque sia la composizione della scorie non calcare, il fosforo passa sempre per intiero nella ghisa. Si può dire anche che le scorie molto calcari ed i minerali i più puri, danno ancora della ghisa alquanto fosforosa, a causa dei fosfati che procedono dalle ceneri dei carboni adoperati.

2.° Non è lo stesso del zolfo che passa nelle scorie allo stato di zolfuro di calcio o di magnesio, forma incompatibile colla presenza del protossido di ferro in queste materie. In modo che la perdita che si subisce, lasciando del ferro nelle scorie non è il solo inconveniente, di questo lavoro vizioso; la solfurazione della ghisa che ne è la conseguenza, è un difetto talmente essenziale da evitarsi, che si deve usare in proposito la maggiore attenzione.

3.° La riduzione del manganese non ha luogo che sotto l'influenza di un grande eccesso di carbone, e manca quasi per intiero nella ghisa, quando vi è del protossido di ferro nelle scorie, in quantità un poco forte.

4.° Il silicio aumenta nella ghisa colla temperatura, come si è di già detto.

5.° La grafite non esiste che nelle ghise grigie, e forma il loro carattere essenziale e costante.

6.° Il carbonio combinato è al massimo nella ghisa bianca lamellosa.

2820. La chimica ha di già reso molti servigi all'industria del ferro, e quando si pensa al numero immenso d'analisi di già fatte sui prodotti che fornisce, si potrebbe credere che tutte le questioni relative all'estrazione del ferro sono risolte; ma la cosa è diversa e ciò per una causa che gioverà qui indicare.

Per farsi un'idea netta del lavoro di un forno per

esempio è necessario di eseguire almeno l'analisi della miniera, quella del fondente, quella delle scorie e quella della ghisa, senza parlare qui dei prodotti accidentali. Le tre prime sono state fatte spesso, e per diversi forni; ma la quarta manca quasi sempre perchè non si sanno analizzare le ghise che da poco tempo, e la distinzione della grafite e del carbonio combinato che possono contenere, è un'idea nuova nella scienza. Finalmente, dopo che si sanno analizzare le ghise, con esattezza, si sono generalmente sottoposte all'analisi delle ghise prese all'azzardo e senza confrontarle coi minerali che le hanno fornite nè colle scorie che le accompagnano. Inoltre nella maggior parte di questa analisi, si è dosato il carbonio in massa, senza distinguere le diverse forme. Si può affermare che tali analisi sarebbero senza oggetto ora, e non produrrebbero alcuna notizia utile nè alla scienza nè all'industria.

Si vede quindi che nelle ricerche che si faranno d'ora innanzi, le quattro analisi combinate potranno condurre a dei risultati, che non si possono dedurre dalle analisi isolate che la scienza possiede.

Non potendosi continuare un esame comparativo che avrebbe sparsa tanta luce sull'operazione di cui ci occupiamo, termineremo ciò che concerne le ghise, ed indi procederemo a studiare le scorie.

2821. Fra le sostanze che entrano nella composizione delle ghise, il carbonio è quello che ha un'azione principale. È probabile che il silicio entri in concorrenza con lui e produca gli stessi effetti.

La quantità del carbone varia nelle ghise nell'ordine seguente:

Ghisa nera.	6 a 7 per o/o	carb. comb. o grafite.
Ghisa bianca cristallizzata . . .	5 id.	carbonio combinato.
Ghisa grigia	2 a 4	carb. comb. o grafite.
Ghisa bianca non cristallizzata . .	2 a 4	carbonio combinato.

Nella prima e nelle due ultime, una certa quantità di carbonio è supplita dal silicio.

Bisogna dunque distinguere due varietà di ghisa bianca; la ghisa bianca cristallizzata e la ghisa bianca non cristallizzata.

La prima, la ghisa bianca cristallizzata, contiene quasi il maximum di carbonio che si possa trovare nelle ghise, in modo che non può passare allo stato di ghisa grigia, che quando un raffreddamento lento gli permette di

perdere una parte del suo carbonio che si trasforma in grafite. Il signor Adhermann riferisce un fatto di questo genere osservato in un alto forno svedese. I prismi di ghisa, rotti, presentavano esteriormente uno strato di ghisa bianca; al di sotto uno strato di ghisa sopra carburata; al di sotto ancora uno strato più grosso di ghisa ordinaria. Secondo l'opinione del signor Adhermann, la ghisa bianca fluida si sarebbe consolidata troppo celere-mente in contatto dell'aria, per cangiare natura; lo strato inferiore si sarebbe diviso in due sostanze distinte; l'una sopracarburata e più leggera che si sarebbe rappresa al di sotto della crosta procedente; l'altra ricondotta ad una minima carburazione, che avrebbe in tal modo preso lo stato di ghisa grigia propriamente detta.

Quando la ghisa bianca cristallizzata dimora lungo tempo nel forno in contatto delle scorie, il suo carbonio diminuisce e si trova supplito dal silicio. Passa allo stato di ghisa bianca granulare od anche allo stato di ghisa grigia.

Si è di già veduto che collo stesso forno, collo stesso minerale e lo stesso combustibile, si ottiene ora delle ghise grigie, ora delle ghise bianche, senza che le circostanze relative alla colata siano cangiate. Le ghise grigie però sono sempre formate con una temperatura più calda. È probabile che questo eccesso di temperatura, necessario alla produzione delle ghise grigie, non si limiti a produrre una ghisa più calda, e che determini qualche reazione chimica.

Il complesso delle analisi note non autorizza che una sola supposizione, ed è l'isomeria della due varietà di carbone che contengono le ghise bianche e le ghise grigie. Le ultime sembrano contenere un carbone che, per effetto di un'alta temperatura, si è modificato passando allo stato di grafite.

I risultati di queste analisi sono tali che si vede che queste due ghise possono, senza guadagnare nè perdere, cangiare, stato in circostanze convenienti; vale a dire che con un buon calore, la ghisa bianca passerà allo stato di ghisa grigia, mentre questa, fusa al fuoco il più basso possibile, riprodurrà della ghisa bianca.

Questa modificazione isomerica del carbonio ha tanta parte nella teoria delle ghise, che ci sarà lecito di indicare alcune riflessioni su questo proposito.

Sembra evidente che il carbonio non cangi natura che per effetto del forte calore necessario alla produzione della ghisa grigia. Si può dunque ammettere che

la grafite esista di già nella ghisa grigia liquida, e che vi sia al principio in molecole indiscernibili. A poco a poco, queste molecole si riuniscono e formano delle laminette cristallizzate, sia mentre la ghisa è ancora liquida nel crociuolo, sia durante la sua consolidazione dopo la colata. Una solidificazione lenta permette dunque alla grafite di separarsi in lamelle più voluminose e più abbondanti. Una solidificazione rapida impedisce la cristallizzazione della grafite, tiene disciolto il carbonio di ferro, e dà al miscuglio l'apparenza e alcune delle proprietà della ghisa bianca.

Lo stato di divisione del carbonio grafitoso darà anche alla ghisa grigia, rapidamente raffreddata, delle proprietà chimiche analoghe a quelle delle ghise bianche; poichè, sotto l'influenza degli agenti chimici, questa grafite, molto divisa, si mostrerà quasi altrettanto disposta a contrarre delle combinazioni quanto il carbonio unito realmente al ferro. Si può concludere da ciò che, nelle analisi, la grafite è generalmente dosata troppo bassa.

Mantenuta a lungo ad una temperatura elevata, la ghisa grigia diverrà non solo più ricca di grafite, ma cangerà di natura, in questo senso che l'influenza delle scorie vi aumenterà la dose del silicio.

Alcuni metallurgisti pensano che la conversione del carbonio in grafite, non si effettui tanto facilmente, quando la ghisa è carica di silicio, di calcio o di manganese. Pei due primi corpi, questa opinione non è confermata dalle analisi. Relativamente al terzo, non si può dubitare che il manganese non diminuisca in fatti la facilità di questa conversione, senza impedirla assolutamente. È vero che le ghise bianche manganesifere si producono in un modo più costante che le altre nei diversi andamenti del forno; ma, è vero anche che certe ghise grigie sono assai ricche di manganese.

Il signor Karsten, che aveva considerati da prima questi fenomeni in modo analogo, professa in oggi una diversa opinione che abbiain già fatta conoscere (1687). È probabile per ciò che si sa circa le ghise grigie, che il carbonio si modifichi col calore, e non con un raffreddamento lento, come suppone questo celebre metallurgista.

2822. Tale questione, di già così complicata, lo diviene ancor più, quando si ha presente che lo zolfo ed il fosforo danno alle ghise i caratteri apparenti delle ghise bianche.

Si sono fatti in Isvezia degli esperimenti per ricono-

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 515

scere la parte d'influenza del fosforo; i saggi sono stati fatti con ossido di ferro puro misto con proporzioni varie di fosfato di ferro, contenente delle quantità note di fosforo. Ecco i risultati ottenuti

Sopra 1. parte di ferro	0,00025	fosforo.	Ghisa grigia.
id.	0,001	id.	Ghisa grigia macchiata di ghisa bianca.
id.	0,01	id.	Ghisa truité
id.	0,02	id.	Ghisa bianca
id.	0,04	id.	id.
id.	0,08	id.	id.

In questi risultati non si deve considerare che il senso, poichè l'influenza del fosforo vi è certamente esagerata.

Lo zolfo e l'arsenico danno risultati analoghi.

2823. Abbiamo di già dato (1684) delle analisi di ghisa fatte col carbone di legna o col coke, ed abbiamo espresso il dispiacere (1688) che i diversi stati del carbonio non vi fossero stati distinti.

Ecco alcuni nuovi esempi della composizione delle ghise col carbone di legna, secondo il signor Berthier. Il carbonio vi è ancora dosato in massa.

Le analisi di queste ghise sono state eseguite o coll'ossidazione all'aria, o col mezzo del bromo o dell'iodio quando non contenevano che tracce di silicio.

	Ghise grigie.		Ghise bianche.				
	Belabre.	Autrey.	Bèze.	Saint-Dizier.	Sreznja.	Tredron.	Lohe.
	1	2	3	4	5	6	7
Ferro o manganese . .	96,77	96,30	96,88	96,00	95,30	95,90	96,05
Carbonio . .	2,93	3,50	3,05	3,60	4,30	3,50	3,50
Silicio . .	0,28	0,30	0,09	0,40	0,50	0,45	0,45
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

(1) Ghisa di Belabre (dipart. dell'Indre) procedente da minerali in grana molto alluminosi. È grigia, dolce, facile a lamiarsi, e dà eccellente ferro. Fu analizzata coll'ossidazione del ferro.

esaminati A.

(2) Ghisa di Autrey (Côte d'Or), procedente da minerali in grani, dalla formazione jurassica. È grigia, a grossi grani, penetrata da una moltitudine di pagliette di grafite; si schiaccia sotto il martello prima di rompersi; produce del ferro assai tenace, che si adopera nelle trafilerie. Venne analizzata coll'ossidazione all'aria e coll'iodio.

(3) Ghisa di Bèze (Côte d'Or). Proviene dal *mazéage* della ghisa grigia del forno di Lissey, che è simile a quella di Autrey. La ghisa *mazée* di Bèze è di un bianco smorto, un poco porosa, a struttura fibrosa, assai dura, ma suscettiva di essere pilata e stacciata; venne analizzata coll'iodio. Sembra che il *mazéage* abbia cangiato solo il modo di combinazione del ferro e del carbonio senza diminuire la proporzione di questo ultimo.

(4) Ghisa di Saint-Dizier (Haute-Marne), bianca, a grande lamina splendenti, come le ghise manganeseate. È stata analizzata col mezzo dell'iodio. Non vi fu ricercato il manganese; questa analisi serve solo a constatare che la ghisa bianca contiene tanto carbonio quanto la ghisa grigia.

(5) Ghisa di Svezia che si dice essere disposta a dare del ferro fragile a caldo. È bianca, a grandi lamine e assai fragile. Non vi fu ricercato che il carbonio col mezzo del bromo.

(6) Ghisa di Trédion, presso Vanne (Morbihan). È bianca, lamellosa, dura, ma polverizzabile. Non viene adoperata che per zavorra. Contiene almeno 0,006 di fosforo. Venne analizzata coll'ossidazione all'aria.

(7) Ghisa del forno di Lohe presso Müsen (Gran Ducato del Reno) procedente da minerali spatici manganiferi della grande miniera di Stahlberg. È bianca ed a grandi lamine molto splendenti. Si riduce facilmente in polvere impalpabile. Dà all'affinazione dell'eccellente acciaio. Oltre al carbonio, contiene 0,04 al meno di manganese.

2324. Esaminiamo ora la natura delle scorie.

Dietro i risultati generali delle analisi fatte in Svezia, si possono stabilire i rapporti seguenti nella composizione delle scorie, composizione tanto variabile che non è permesso di assegnare altro che i limiti estremi.

		Media	
Silice	da 48 a 56	per 100	50 — 26 ossig.
Calce	20 " 30	id.	23 — 6,4
Magnesia	5 " 15	id.	9 — 3,4
Protossido di manganese	5 " 15	id.	9 — 2,8
Allumina	5 " 15	id.	9 — 4,2

Si può dunque concepire come una composizione media delle scorie quella nella quale le basi forti sarebbero allo stato di bisilicato e l'allumina allo stato di silicato neutro.

Comunque sia la cosa, se si tratta di ghise grigie, si aumenta un poco la dose della silice, e dell'allumina per diminuire la fusibilità delle scorie. Quando si lavora per ghisa bianca, si aumenta la calce per rendere le scorie più fusibili. Nello stesso tempo ciò, che è assai utile, si sbarazzano con ciò le ghise di una parte dello zolfo che il minerale potrebbe contenere.

Trova qui la sua applicazione un principio generale di già enunciato altrove, circa la fusibilità dei silicati. A cose d'altronde pari, la loro fusibilità aumenta colla complicazione della loro composizione. In fatti un silicato infusibile che si aggiunge alle scorie, diminuisce meno la sua fusibilità di quello che si sarebbe creduto, ed un silicato fusibile l'augmenta più che non si sarebbe pensato, se non si fosse tenuto conto che delle loro proprietà particolari, senza valutare l'effetto generale esercitato dalla loro presenza.

Il silicato di calce dà una scorie cattiva. L'allumina l'ammigliora talmente che questo miscuglio ternario costituisce forse le migliore scorie per le ghise grigie quando è formata di 50 di silice, 23 di calce e 27 d'allumina. Questa ultima base è qui portata al massimo. Quando si fa intervenire la magnesia, la fusibilità della scorie aumenta sino ad una certa dose, passata la quale ritorna refrattaria. Il protossido di manganese dà dei risultati molto vantaggiosi, quando si tratta della fabbricazione di ghise bianche; poichè, aumenta la fusibilità della scorie e fornisce nello stesso tempo del manganese alla ghisa, ciò che ne rende l'affinazione per acciaio più facile come si vedrà in seguito.

2825. Ecco alcuni esempi della composizione di queste scorie secondo il sig. Karsten, che ha sottoposto all'analisi

i diversi prodotti dei saggi fatti in Prussia sopra ferri bruni argillosi; hanno dato i risultati seguenti.

	1.° a 17 p. 100 di castina dose ordinaria. Scorie vetrosa.	2.° a 26 p. 100 di castina. Scorie vetrosa.	3.° a 38 p. 100 di castina. Scorie litoidi.
Silice	54,1	45,8	4,13
Allumina.	6,7	4,0	6,2
Calce.	26,9	42,0	44,5
Protoss. di manganesc.	11,6	7,2	7,5
Protossido di ferro . .	0,2	0,1	0,1
Zolfo e perdita . . .	0,5	0,9	0,4
	100,0	100,0	100,0

	Ghisa grigia.	Ghisa grigia.	Ghisa grigia.
Silicio	2,26	1,30	1,30
Carbonio libero . . .	3,33	3,62	3,62

Nel primo saggio le scorie, divenute troppo refrattarie non permisero di prolungare abbastanza la prova perchè si potesse avere l'effetto completo dell'aggiunta del fondente. La prima scorie è un bisilicato; la seconda un sesquisilicato.

Ecco alcune analisi staccate, che sarebbe inutile di moltiplicare.

	Ferro argilloso.	Ferro apatico
Silice	43,0	52,8
Calce	26,5	5,6
Magnesia	0,0	9,0
Allumina	21,5	3,4
Protoss. di ferro. . .	3,0	1,4
Id. di manganese . .	4,0	26,2
	98,0	98,4
	Sesquisilicato	Bisilicato.

2826. *Ghisa fabbricata colla legna.* Abbiamo di già fatto osservare quanto sarebbe vantaggioso di sostituire la legna in natura al carbone di legna, nella fusione dei minerali di ferro. Il calcolo è assai facile e non lascia dubbi. Nella conversione della legna in carbone, si può contare che nel lavoro abituale in uso nei boschi non si cava che 16 o 17 di carbone da 100 parti di legna che ne contengono 36 o 37. Il resto del carbone viene abbruciato a pura perdita; poichè la quantità strettamente necessaria per evaporare l'acqua della legna è poca cosa.

Si deve dunque conchiudere a priori da questo confronto, che, se nell'alto forno, si caricasse la legna in natura, il calore perduto sino ad ora nelle carbonaie verrebbe utilizzato nell'andamento dell'alto forno.

Si vede facilmente d'altronde che in ragione dell'altezza dell'alto forno, e della temperatura elevata che vi si sviluppa, la legna verrebbe carbonizzata molto prima di arrivare nella parte vicina al bucolare. Sarebbe dunque atta, una volta giunta verso questo punto, a sviluppare l'alta temperatura che è necessaria alla fusione. Questo carbone sarebbe anche preferibile a quello che si adopera comunemente, poichè si sa che il carbone il più recente è anche il migliore.

L'immenso interesse di questa quistione ci impegna ad entrare in alcune particolarità sui saggi recenti a cui ha dato origine.

Questa sostituzione è stata praticata in Finlandia all'officina di Sumbola appartenente al signor colonnello Föck.

L'alto forno di cui si è fatto uso è di $9^m,24$ di altezza; ha inoltre un cammino di $2^m,84$ di altezza; in tutto $12^m,08$. Le sezioni orizzontali sono parallelogrammi rettangolari. Il crociuolo ha $0^m,48$ di lato sopra ogni faccia e $1^m,40$ di altezza: gli *etalage* che sono dritti hanno $1^m,77$ di altezza. Il ventre, le cui pareti sono verticali ha $1^m,42$ di lato sopra ogni faccia e $3^m,91$ di altezza. Per ottenere una discesa regolare delle cariche di legna, si sono cangiate le disposizioni ordinarie del ventre. Qui, si prolunga sino al cannocchio che è al livello della piattaforma, e pel quale si carica la legna ed il minerale. Questo cannocchio laterale, non evvi che in uno dei lati del forno, quello che è opposto al bucolare; non ha che $1^m,10$ sopra $2^m,31$. A partire da questo punto, che è a $7^m,11$ al di sopra del fondo del crociuolo, il forno si restringe, ed all'origine del cammino non ha che $1^m,20$ di lato nel senso della sezione che passa pel bucolare; e $1^m,03$ sull'altra faccia. Il bucolare che è a $0^m,55$ al di sopra del fondo del crociuolo, non ha che $0^m,22$ di diametro, ciò non ostante, i mantici sono forti e la pressione quasi eguale a quella che esigerebbe il coke, ciò che sembra molto considerevole.

Le cariche vengono introdotte nel forno pel cannocchio di cui abbiamo parlato; la legna che è di pino, viene tagliata della lunghezza di $1^m,42$ dietro le dimensioni interiori del ventre; si adopera grossa, e gli alberi che

hanno 0^m,23 a 0,30. di diametro, non vengono fessi che in due parti. Si pretende che la legna piccola si consumerebbe inutilmente senza convertirsi in carbone. Si dice inoltre che la legna non ha bisogno di essere essiccata; si adopera al contrario umida come trovasi dopo di aver passato l'inverno nei boschi. Lo stesso è del minerale; quello dei laghi e delle paludi di cui si fa uso in Finlandia, viene portato al forno tal quale si trova nei mucchi esposti all'aria atmosferica, ed anche intieramente penetrato di acqua congelata.

Il lavoro dell'alto forno si fa come all'ordinario; solo che, non si brasca l'interno del erocinolo, e non si estraggono le scorie che tre volte in 24 ore; si fa uso per questo oggetto di barre ad uncino, e le scorie che si estraggono, trovansi coperte di goccioline di ghisa. La ghisa ottenuta è molto liquida, e cola senza scintillare; per cui è opportunissima pei grandi pezzi modellati; spargendo dell'acqua sulla sua superficie, esala un odore zolfoso. Si fa uso per fondente, di sabbia bianca; l'uso del calcare sembra non esser riescito, ciò che dipende dalla natura del minerale. Si adoperano molte scorie nelle cariche.

2827. I pezzi di carbone che si estraggono accidentalmente dal erocinolo si trovano tutti come ben si vede in uno stato perfetto di carbonizzazione.

Ecco il consumo ed i prodotti dell'alto forno di Sumbola. Una carica si compone di

Legna	1 ^m ,078	cubici.
Minerale	165 ^k .	54
Pezzi di ghisa e di scorie.	65	40
Sabbia bianca di mare	4	10

Si sono fatte 160 cariche per settimana, per le quali si sono consumati.

Léna	172 ^m 524	cub.
Minerale	39,413	k.
Sabbia	654	k.

E il prodotto è stato di . . . 11,538 k.

Si è scelta l'epoca in cui l'andamento del forno era il migliore, e in cui l'abbondanza dell'acqua permetteva di adoperare il vento ad una forte pressione.

Si trovò dunque

Ghisa prodotta 100 k.

Legna consumata 1,5m. c. = 500 k. = 1,350,000 calories.

Quando si lavorava a carbone di legna collo stesso minerale si aveva:

Ghisa prodotta 100

Carbone. . . 2,25m. c. — 300 k. — 2,250,000

Legna rappresentante

questo carbone 4,5m. c. — 1500 k. — 4,050,000.

In questa maniera il consumo della legna sarebbe ridotto ad un terzo di quello che era prima del suo uso diretto. Ma è facile di vedere che si è preso per termine di confronto un andamento in cui il consumo del carbone era presso a poco doppio del consumo ordinario.

2828. Concludiamo da ciò che in questo processo si adopera quasi tanta legna quanta ve ne vorrebbe per fornire il carbone, e che si guadagna principalmente sulle spese di fabbricazione di questo ultimo. Il problema è risolto soltanto in questo senso, che si è provata la possibilità di fare della ghisa colla legna in natura.

Questo risultato così diverso da quello che si poteva ripromettere, dipende dalla maniera in cui si è concepita la questione. Si è tutto combinato per fare dapprima del carbone; perciò si è data una forma svelta ed elevata al forno, che permette alla legna di carbonizzarsi nella parte superiore del forno; perciò si fa uso di legna in gran pezzi ed umida. Le altre condizioni, come quella dell'uso del vento ad una forte pressione, e con un bucolare stretto, finalmente quella del minerale allo stato umido, sono conseguenze delle prime.

Si è voluto carbonizzare la legna affinchè il carbone di già fatto, arrivando agli *etalage*, potesse comportarvisi come nei forni ordinari. Per giungere a questo punto, la grossezza dei pezzi, la forma rettangolare del ventre, l'altezza del forno, la pressione straordinaria del vento, condizioni di già sgraziate, non bastarono. Si è trovato necessario per aiutare l'uso di un combustibile che non differisce dal carbone che per la presenza dell'acqua, di introdurlo tutto bagnato nel forno. Bisogna che l'uso della legna sia una cosa assai buona, per aver potuto resistere a così dure prove. È certo che il carbone non avrebbe potuto sostenerle.

Si dovrà attribuire, alla natura della legna di abete, la necessità di queste disposizioni? è possibile, ma al meno bisognerebbe evitarle nell'uso delle nostre legne.

Sembra che le condizioni dell'uso della legna siano ben chiare. Bisogna farle essiccare più che si può, come usano le officine che si servono di legna; dividerla in

pezzi di dieci a quindici pollici di lunghezza, onde poter caricarle come il carbone. L'alto forno deve essere costruito come al solito, il suo ventre formato di due tronchi di cono, ma coll'avvertenza di dare al tronco superiore una capacità in rapporto coll'eccesso di volume della legna. Il vento dovrebbe essere sempre un poco superiore a quello che si esige per un forno a carbone, per isbarazzare il tronco di cono superiore dei gaz che la distillazione della legna vi sviluppa; ma l'eccesso del vento sarà tanto meno necessario quanto più la legna sarà secca.

Dal cannocchio di un simile forno si svilupperebbe sempre una grande quantità di gaz infiammabili, che bisognerebbe utilizzare per torrefare il minerale e caricare questo minerale immediatamente. Un tale forno si divide in due parti ben distinte, al basso in un forno a combustione viva; in alto in un vero apparecchio da distillare per la legna.

Del resto, quando si sono studiati i forni da porcellana dura, si vede che richiedesi ben poco, per farne dei forni da fusione, ed allora le migliori disposizioni si troverebbero realizzate per ciò che concerne il combustibile.

Se le esperienze numerose e ripetute sopra diverse qualità di legna e di minerale, fossero coronate dal buon successo che sembra promettere il saggio fatto in Finlandia, produrrebbero i risultamenti più importanti per la metallurgia. E quella del ferro non sarebbe la sola a guadagnarvi, se è vero, come si dice, che questo processo applicato in Siberia alla metallurgia del rame, sia riescito perfettamente. Ciò non ostante, essendo la produzione del ferro la principale di tutte, si è a questa che si deve dirigere l'attenzione in modo speciale.

Bisogna ripetere ancora che la differenza nella natura della legna di cui si fa uso, può esercitare una grandissima influenza. La legna in Francia non è resinosa come quella del Nord, ed è possibile che la stessa disposizione negli apparati non sia conveniente per tutte due le specie. Si sa infatti, che vi è una differenza enorme tra i volumi rispettivi di carbone forniti da queste due specie di legna.

2829. *Ghisa fabbricata col coke.* La fabbricazione della ghisa col carbon fossile presentava grandi difficoltà, quando la si tentò per la prima volta. La presenza del bizzofuro di ferro, in grande quantità nei carboni fossili, la fusi-

bilità di questo combustibile, erano cause di imbarazzi assai gravi.

Lo zolfo contenuto nella pirite che accompagna così abitualmente il carbon fossile, nuoce alla qualità del ferro. Il carbon fossile poi rigonfiandosi, ostruiva i forni, e li rompeva per lo sforzo che esercitava sulle sue pareti. Tutti questi ostacoli furono tolti, colla conversione del carbon fossile in coke, che sembra assai atto in fatti a dare i risultati i più analoghi a quelli del carbone di legna.

Ma, nello stesso modo che si è cercato da poco tempo di sostituire al carbone di legna, la legna in natura, si è pure cercato di sostituire il carbon fossile al coke.

Le circostanze sono le stesse; richiedonsi due parti di carbon fossile per fornirne una di coke, si può dunque ottenere una grande economia con questa sostituzione. Si fanno d'altronde attualmente, correggere gli inconvenienti che risultano dallo zolfo; e sotto questo rapporto, la maggiore difficoltà è tolta. In quanto alla durata dei forni, sotto lo sforzo che il rigonfiamento del carbon fossile produce, si può ottenerla con una migliore costruzione di essi.

In tal modo il lavoro col coke può scomparire un giorno, per far luogo a quello col carbon fossile. Noi però incominceremo ad esaminare il primo sistema; indi studieremo il secondo.

2830. Il coke, destinato al servizio degli alti forni, si ottiene, in generale, con una distillazione all'aria libera. Quello che si fa col mezzo dei carboni minuti, si ottiene solo con una distillazione in forni. Il processo in uso, per la preparazione di questo prodotto, essendo stato di già descritto (622) sarebbe inutile di parlarne ancora. Ci accontenteremo di dire che in Inghilterra, la fabbricazione del coke si opera specialmente in mucchi semplici o in mucchi a cammino centrale col processo di Wilkinson. I carboni fossili minuti vengono carbonizzati entro forni, più o meno analoghi a quelli di Lord Dundonald.

È difficile di determinare il valore relativo di questi processi. Il coke fatto all'aria libera, viene riguardato come preferibile a quello che si ottiene entro forni; e questo deve essere in generale, poichè i forni non vengono adoperati che per pezzi minuti che sono meno puri. D'altra parte la carbonizzazione in forni rende più che la carbonizzazione in mucchi; ciò che dipende, in parte almeno dalla stessa causa. Ma la carbonizzazione in muc-

chi è facile, poco dispendiosa in mano d'opera, esige poco spazio, nè richiede spese di apparati, circostanza che per lungo tempo almeno, le assicura la preferenza sull'altro processo.

Ecco l'indicazione di alcune rendite con questi diversi processi :

		Coke per 100 di Carbon fossile.	
Carbonizz. in mucchi	Dudley	50 a 60	
	Plimouth-works	83	il carbon fos-
	Dowlay	66	sile è molto.
	Neath-abbey	60	secco.
	Glasgow	50	
	Yorkshire	50	
Carbonizz. in forni.	Brandford	50	
	Neath-abbey	60	
	Swansea	54	
	Glasgow	50	
	Lemington	61	
	Bardford	60	

Si può dunque considerare come una media molto generale, la rendita del 50 per 100 pel coke fatto in mucchi, e quello di 60 per 100 pel coke fatto nei forni. I risultati indicati più sopra non diversificano da questo numero che in quanto siansi carbonizzati dei carboni fossili eccezionali. Queste cifre possono dunque convenire a tutti i carboni fossili di qualità media.

2831. Si potrebbe distinguere la ghisa inglese in molte varietà; ma in generale, si riducono a tre o quattro. Quella che si ottiene il più comunemente è nera e dolcissima; il commercio conosce queste varietà di ghisa sotto i N.° 1, 2, 3.

N.° 1. *Ghisa nerissima.* È nerissima, a grossa grana tondeggiante. Quando è fusa, la sua consolidazione è lenta. Al momento della colata, è poco liquida, pastosa; getta delle scintille azzurrognole. La sua superficie si copre di vegetazioni grafitose. È tenerissima, poco tenace, non prende che una pulitura smorta, e si affina difficilmente. Non è adoperato che per seconda fusione, ed allora passa al N.° 2. La ghisa nerissima prende sempre origine al principio delle fusioni, quando vi è eccesso di carbone nel forno. Per estensione, si indica sotto questo numero, la maggior parte delle ghise dolci.

N.° 2. *Ghisa nera.* È il prodotto che si cerca sempre di ottenere, ma modificandolo secondo che si è destinato ad essere modellato o ad essere affinato.

La prima varietà è alquanto dura, a grana un poco grossa, tenacissima, facile ad essere intornita e levigata; è destinata ad opere modellate.

La seconda meno nera, a grana assai più piccola, è destinata all'affinazione.

Queste varietà di ghisa passano al N.° 3 quando si sottopongono a un gran numero di fusioni successive.

N.° 3. *Ghisa bianca*. È una ghisa bianca molto fragile, cola male, e getta molte scintille vive e bianche. Si consolida celeremente. La sua superficie è scabra; la sua frattura lamellosa e raggiata; l'acciaio temperato non può intaccarla.

D'ordinario questa ghisa procede da uno sconcerto nell'andamento del forno. Non è giammai impiegata per opere modellate, e quando si affina, non dà che cattivo ferro. Vi sono però dei forni che non producono che ghisa del N.° 3; ma è certo che rassomiglianze esterne fanno confondere delle diverse ghise sotto lo stesso numero.

N.° 4. *Ghisa truité*. Questa varietà di ghisa si produce spesso in Inghilterra, e si consuma tanto per modellare che per affinare; ma non sola, si mescola per modellarla colla ghisa N.° 1, e per affinarla colla ghisa N.° 2.

2832. Il consumo del combustibile che esige un alto forno a coke, si divide in tre operazioni distinte. La torrefazione del minerale, le macchine soffianti; finalmente la fusione del minerale. Per la torrefazione e per le macchine soffianti si adoperano dei carboni fossili minuti, ma per la fusione del minerale, si usa adoperare del coke.

Essendo meno combustibile e più denso, del carbone di legna, il coke esige maggior vento; e perciò i forni a coke debbono essere più elevati di quelli a carbone di legna. La loro altezza era d'ordinario dal 13 ai 16 metri. Ve ne sono anche di quelli di 20 metri; questi servono anche a fondere colle cariche ordinarie i grossi pezzi di ghisa mancati; si dà loro questa altezza affinché abbiano il tempo di fondersi prima di arrivare al crociuolo.

Il ventre di questi forni è più largo di quello dei forni a carbone di legna. La pendenza degli *etalage* è meno rapida, senza di ciò la materia scorrerebbe troppo celeramente, e si comprimerebbe in modo da chiudere il passaggio all'aria; il piano degli *etalage* fa un angolo di 66 a 70 coll'orizzonte.

L'*ouvrage* più elevato che nei forni a carbone, è an-

che più largo. In un *ouvrage* più ristretto, le pareti sarebbero troppo vicine al punto centrale in cui si sviluppa il calore più considerevole, e sarebbe quasi impossibile di procurarsi delle sostanze abbastanza refrattarie per resistervi.

Il crociuolo è in generale un prisma rettangolare la cui lunghezza varia, al pari che la larghezza e l'altezza colle altre dimensioni del forno.

In alcuni nuovi forni del paese di Galles queste quattro parti, così generalmente distinte negli antichi forni, sono state ridotte a due in quanto alla forma. Si compone la cavità interna di due trouchi di cono uniti con una curva. Il tronco del cono inferiore rappresenta ad un tempo il crociuolo, l'*ouvrage*, e gli *etalage*. Questa modificazione è stata introdotta per un motivo che merita molta attenzione; poichè si assicura che in meno di due mesi di lavoro, l'interno del vuoto inferiore degli alti forni ordinarii si degrada e acquista realmente questa forma.

Indipendentemente dalla Tav. 61, che rappresenta un altro forno inglese ben costruito, daremo qui alcune dimensioni di apparati di questo genere.

Secondo il sig. Elia di Beaumont
e Dufrenoy

Lavaulte

	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.
Altezza del crociuolo al cannocchيو	13,7	15,8	13,7	15,0	13,0	15	15
— del crociuolo . .	1,9	2,1	1,8	2,1	2,1	2,1	2
— degli <i>etalage</i> . .	2,4	2,4	2,3	1,8	2,4	2,3	1,98
— del ventre . . .	9,3	11,2	9,5	11,0	8,5	10,7	11,0
— del cammino . .	2,3	2,4	2,6	3,9	3,0	3,3	3,3
— dal crociuolo al fondo	0,76	0,76	0,73	0,60	0,61	0,85	0,73
— dal crociuolo alla sommità dell' <i>ouvrage</i> . .	1,9	0,91	0,86	0,89	0,75	0,9	0,9
Diametro del ventre . .	3,82	4,07	4,56	4,10	3,93	4,30	4,0
— al cannocchيو . .	1,36	1,52	1,37	1,15	1,01	1,68	1,68
Inclinazione degli <i>etalage</i>	59	58	57	52	60	62	62

Queste sono dimensioni che si possono chiamare medie. Qualche volta si sono spinte più oltre le proporzioni degli alti forni. Basta per farle comprendere, di dire che se ne sono costrutti di quelli che possono fornire 15,000 a 18,000 kil. di ghisa al giorno, mentre la rendita di quelli delle indicate dimensioni varia da 6,000 ad 8,000 kilog. Sino ad ora non è ben determinato se siano vantaggiosi questi alti forni esagerati. Non vennero adottati

che per alcuni carboni fossili di una densità che si incontra di rado, e si sa anche che i coke ordinarii non permetterebbero di farne uso.

2833. Del resto, si può dire che, salve alcune piccole modificazioni da introdursi in alcune delle dimensioni secondo che la fabbricazione corrente deve fornire delle ghise bianche o delle ghise grigie, le proporzioni degli alti forni possono rimanere le stesse per tutti i casi.

Il signor Coste e Perdonnet, che hanno visitato con diligenza molte officine da ferro in Inghilterra, e che hanno potuto approfittare d'altronde di molti notizie raccolte da altri ingegneri, stabiliscono le proporzioni seguenti.

1.° Le variazioni della maggior parte dai carboni fossili, e quelle dei minerali, esercitano una piccola influenza sulle dimensioni degli alti forni.

Si disse la maggior parte, e non tutti i carboni fossili, poichè l'esempio degli alti forni di Merthyr, prova che i carboni fossili molto vicini alla natura dell'antracite, possono agire anche negli alti forni di una dimensione esagerata, che non potrebbero essere alimentati dai carboni fossili ordinarii.

2.° Aumentando l'altezza, diminuendo il diametro al ventre e l'inclinazione degli *etalage*, si migliora la qualità delle ghise; ciò ben inteso, in certi limiti, e associando queste modificazioni con modificazioni convenienti nel lavoro.

3.° Con carboni fossili zolforosi o in generale, con carboni fossili inferiori, si può fabbricare, delle buone ghise purchè non si faccia troppa economia nella fabbricazione del coke, e che non si introducano in dosi troppo forti nelle cariche.

2834. Per abbruciare colla conveniente rapidità i carboni posti sul controvento, senza aumentare oltre misura la pressione dell'aria, si mettono due bucolari opposti, e qualche volta anche tre.

La forma dei forni, la disposizione dei canali d'essiccazione, l'isolamento del forno interno dal minro sono assolutamente le stesse che pei forni a legna.

La quantità del vento consunto da un forno a coke varia da 1500 a 1800 piedi cubici per minuto, secondo la compattezza del carbone, e la maggiore o minore fusibilità del minerale. Un forno del paese di Galles ne consuma circa 4000 piedi cubici.

La massa di questi forni essendo più considerevole di

quella dei forni a legna, quando l'alto forno è provveduto di un doppio muro, il riscaldamento richiede maggiori precauzioni; il coke abbruciando più lentamente del carbone di legna, l'essiccazione è più lenta; bisogna aver cura di non precipitare questa operazione perchè si arrischierebbe di fendere le pareti del forno, o di fare spaccare le pietre dell'*ouvrage*. La carica del minerale deve essere graduata in modo che il forno abbia acquistato il calore conveniente prima che si carichi intieramente il minerale.

Il lavoro degli alti forni a coke, come pure i segni che guidano il fonditore, sono presso a poco eguali a quelli a carbone di legna.

2835. Le scorie dei forni a coke non hanno mai la trasparenza di quelli dei forni a carbone di legna; sono in generale compatti, terrosi, di un giallo grigiastro, qualche volta venati di azzurro; danno coll'alito un odore argilloso. La loro composizione è diversa; contengono una maggior quantità di calce delle scorie a carbone di legna. Queste ultime non si fonderebbero se ne contenessero altrettanta. Questa aggiunta di un eccesso di calce, è necessaria perchè, senza parlare dei minerali, il carbone contiene un poco di zolfo, che passa in parte nelle scorie, dove entra allo stato di zolfuro di calcio. Alcuni saggi fatti recentemente in Francia tendono a provare che l'aumentazione della calce nelle scorie col carbone di legna, è purc assai favorevole; bisogna in questo caso aumentare la temperatura del forno, o aumentando di molto la quantità d'aria che si suole darvi, o restringendo un poco l'*ouvrage*.

Ecco l'analisi di alcune scorie secondo il sig. Berthier.

	Dowlais.		Dudley.	S. Etienne.	
	di buona ghisa.	di cattiva ghisa.		di ghisa grigia.	di ghisa bianca.
Silice.	40,4	37,0	41,6	36,6	38,8
Calce.	38,4	38,4	37,2	36,4	37,0
Manganese. . . .	5,2	4,2	"	4,8	3,2
Allumina	11,2	13,2	15,4	18,4	15,2
Protoss. di mang.	"	2,6	2,0	"	"
— di ferro.	3,8	1,2	3,4	"	4,4
Zolfuro di calcio.	"	2,0	"	3,4	1,6

99,0 98,6 99,6 99,6 100,2

In tutte le scorie degli alti forni a coke, le basi si av-

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 529

vicinano allo stato di silicati neutri e si mantengono verso questo stato di saturazione quando il forno va bene. Queste scorie sono dunque più basiche di quelle degli alti forni a carbone di legna, come abbiamo già detto.

Il signor Berthier ed i chimici svedesi hanno trovato del zolfuro di calcio in queste scorie, ciò che spiega l'utilità indispensabile di questo eccesso di calce. Si vede che le scorie basiche divengono allora un solvente utile dello zolfo e lo toglie alla ghisa. Le opinioni sono divise, per ciò che concerne il fosforo. Il signor Berthier crede che l'eccesso di calce possa prevenire la decomposizione dei fosfati; mentre il signor Karsten sembra ammettere che in tutti i casi, il fosforo contenuto nei miscugli passa per intero nella ghisa. Questo è un quesito che esige e merita delle ricerche speciali.

2836. La ghisa col coke è più oscura della ghisa col carbone di legna; è egualmente più dolce e più favorevole per essere adoperata a modellare. Si può, secondo che si carica più minerale, e che si dà un'inclinazione più rapida agli *etalage*, ottenere una ghisa meno grigia che si destina ad essere affinata. In tutti i casi, questa ghisa è ancora assai meno facile a trasformarsi in ferro che la ghisa ottenuta nei forni col carbone di legna.

Per completare le notizie già date (1684) sulla composizione delle ghise fatte col coke, si danno qui le analisi state recentemente fatte dal signor Berthier che non sono sempre d'accordo nei loro risultati generali con quelle del signor Gay-Lussac, come lo fa osservare lo stesso signor Berthier nelle note che accompagnano le analisi:

	Firmy.	Janon.	Charleroy.	Inghilterra.
	1.	2.	3.	4.
Ferro. . .	91,10	92,20	94,20	95,30
Carbonio. .	3,00	4,30	2,30	2,20
Silicio . .	4,50	3,50	3,50	2,50
Scorie . .	1,40			
	100,00	100,00	100,00	100,00

(1) Ghisa di Firmy (Aveyron), procedente dalla quarta colata della prima fusione fatta nell'officina. Essa è di un grigio chiaro che passa al *truite*, granulare a grana media e compatta, affatto omogenea, e non offrente alcun rigonfiamento, densissima, facile a limarsi ed a ce-

dere al colpo del martello. Si lascia facilmente intaccare dagli acidi quando è stata ridotta in limatura, essa fa prontamente effervescenza cogli acidi diluiti, anche coll'acido acetico. Questa proprietà, che appartiene alla maggior parte delle ghise preparate col coke, sembra dipendere dalla grande proporzione di silicio che contengono queste ghise. Quando si analizzano, sia coll'acido nitrico debole, sia col cloro o coll'iodo in soluzione, non danno che 0,018 di carbonio. Venne analizzata colla ossidazione all'aria, come tutte le altre ghise di cui si parlerà. Non contiene manganese; ma bensì 0,002 di zolfo e 0,002 di fosforo.

(2) Ghisa dei forni di Janon, presso S. Etienne (Loire). Essa è grigia e di qualità mediocre.

(3) Ghisa di Charleroy (Belgio). È di un grigio chiaro, senza essere nera, ed assai dolce. Si dà come eccellente per tutti gli oggetti modellati. Si ottiene dai minerali d'alluvione o di formazione calcarea. È la migliore ghisa per oggetti modellati che si produca sul continente.

(4) Ghisa Inglese, detta ghisa nera, di prima qualità per modellare. È stata presa dalle officine del signor Delabre presso Parigi, dove se ne fa grande uso. È di un grigio nero a grossa grana scagliosa. Quando viene trattata coll'acido zolfurico diluito, dà 0,018 di carbone misto di 0,005 di silice. Coll'acqua regia, il risultato è presso a poco eguale. Coll'ossidazione all'aria, tutto il carbonio resta colla silice e non si incenerisce che con grande difficoltà. È notabile che questa ghisa, come quella di Charleroy, che del pari è eccellente per modellare, contenga assai meno di carbonio delle ghise ordinarie, e che contenga meno silicio della maggior parte delle ghise procedenti dai forni a coke, ciò che è affatto contrario alle idee generalmente ammesse.

2837. *Ghisa prodotta coll'aria calda e col carbone fossile.* L'uso dell'aria fredda nei forni, sembra talmente una delle condizioni più necessarie pel loro andamento, che parve molto straordinaria l'idea di sostituirvi l'aria calda. Abbiamo riferito altrove la spiegazione la più verisimile che si possa dare degli effetti dell'aria calda; faremo ora conoscere i risultamenti che le si attribuiscono, come i mezzi che si adoperano per alimentarne gli alti forni.

Quando l'aria deve essere riscaldata, bisogna che la macchina soffiante la raccolga in un regolatore secco e non in un regolatore ad acqua. Il vapore d'acqua di

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 531

cui si carica in questo ultimo apparato, si decompone attraversando i tubi di ghisa che servono a riscaldare l'aria; li altera, e produce in tal modo degli accidenti che hanno reso l'uso de' regolatori ad acqua poco conveniente.

All'escire del regolatore, l'aria giunge in un lungo condotto di ghisa, formato di tubi di 15 pollici di diametro e di 18 linee di spessore; il condotto è munito di compensatori posti di distanza in distanza per prevenire gli effetti che la dilatazione non mancherebbe di produrre, se formasse un tutto continuato; nel suo interno, si trovano dei diaframmi, che obbligano l'aria a circolare ed a lambire le superficie metalliche in modo da riscaldarsi pel contatto della ghisa. Sarebbe forse utile di far uso di diaframmi a gratella a poca distanza l'uno dall'altro, per fare la stessa funzione; ben inteso che bisognerebbe moltiplicarli specialmente verso la fine del condotto.

Si dà a questo condotto uno sviluppo di 20 a 46 metri. Viene riscaldato con uno o più focolari, la cui fiamma e fumo passano a traverso di un lungo canale orizzontale occupato dal condotto, prima di giungere al cammino che li lascia disperdere nell'atmosfera. È da credersi che l'aria da riscaldarsi e la fiamma seguano un andamento inverso; in modo che l'aria entri nei condotti a fianco del cammino e ne esca dal lato del focolare; la parte del tubo posta al di sopra del focolare è involuppata di mattoni, che la garantiscono dal colpo di fuoco.

2838. Se si sta alle asserzioni dei fabbricatori inglesi, l'aria dovrebbe essere riscaldata al meno sino al punto di fusione del piombo, e meglio ancora, sino al punto di fusione dello zinco; ad una temperatura più bassa, i suoi effetti sarebbero più nocivi che utili. Per aver sempre a questo riguardo una sicurezza intiera, si è dunque disposta un'apertura nell'estremità del tubo, che mette il condotto in comunicazione col bucolare affine di poter collocarvi di tempo in tempo un pezzo di piombo o di zinco, in modo da valutare esattamente la temperatura dell'aria che l'attraversa.

I bucolari, alimentati da quest'aria riscaldata, si consumano con tanta prontezza, che non si potrebbe valersene a lungo, se non si avesse cura di formarli di due pezzi concentrici, tra i quali circola continuamente una corrente d'aria fredda, come si usa coi bucolari delle

officine d'affinazione. È evidente che l'aria diminuisce di temperatura passando in tal modo a traverso di un bucolare raffreddato, ed è per ciò che bisogna innalzarne molto la temperatura.

Quest'aria calda, gettata nel forno, permette di impiegarvi il carbon fossile in natura, quando non sia troppo piritoso; la fusione vi diviene più facile, più rapida, e la ghisa si migliora, per effetto dell'alta temperatura sotto la cui influenza ha luogo la sua produzione. Si può dunque diminuire la dose della castina, senza nuocere al successo della operazione; l'eccesso di temperatura rimedia al difetto di riducibilità, che ne risulterebbe pel miscuglio.

Ecco un prospetto che offre il riassunto del lavoro di parecchi alti forni inglesi, nell'antico e nel nuovo sistema per 1000 kil. di ghisa.

	Carbone fossile consumato.	Minerale.	Castina.	Ghisa prodotta per settimana.
	k.	k.	k.	k.
Aria fredda e coke	7,105	3,300	750	45,675
Aria calda e coke	5,672	3,300	507	60,900
Aria calda e carbon fossile.	2,234	3,300	397	65,975

L'economia potrebbe dunque volutarsi al meno alla metà del combustibile, alla metà della castina; e si avrebbe un eccedente di produzione così considerevole, che basterebbe da solo a produrre un beneficio assai importante. Ma il consumo del combustibile degli alti forni antichi è esagerato in questo conto, come si vedrà in seguito.

La spesa di combustibile e mano d'opera per riscaldare l'aria è stimata ad un di presso ad 1 franco per migliaio metrico di ghisa; quantunque, sia limitata, è da presumersi che si tenterà di annullarla, mettendo a profitto, per riscaldare l'aria, il fumo di qualche forno della officina. Bisogna avvertire però che il carbone fossile impiegato per questo riscaldamento è in frantumi di poco valore.

I bucolari durano circa tre settimane, quando siasi usata la precauzione di lutarli con argille assai refrattarie al momento di metterli a posto.

Finalmente, l'andamento dell'alto forno non ha cosa alcuna di particolare.

Tali sono i risultamenti ottenuti dall'uso di questo sistema, stato posto in pratica pel primo dal signor Dunlop. Prima di emettere in proposito un giudizio defini-

tivo, richiedonsi delle prove numerose; poichè se in qualche officina si sono ottenuti effetti per così dire miracolosi, in altre non si ottenne vantaggio alcuno. È vero però che questi risultati negativi pretendesi che debbano attribuirsi a cause affatto accidentali.

Ghisa modellata.

2839. L'arte di modellare la ghisa nota da lungo tempo si è generalizzata nelle sue applicazioni da un mezzo secolo per opera dei manifatturieri inglesi, che hanno veduto l'immenso vantaggio che le arti meccaniche potevano ricavare dall'uso dei pezzi modellati.

La ghisa fornisce in fatti, molti pezzi che, gettati in forma, si ottengono a primo colpo ad una spesa assai minore di quella che si richiederebbe se si fabbricassero in ferro battuto. Essa serve perfettamente per molti usi che esigono una sostanza più dura del ferro.

Si fa uso della ghisa anche in sostituzione del bronzo in alcuni casi, ed in particolare nella fabbricazione dei cannoni per la marina. In paragone del bronzo, la ghisa modellata offre dei vantaggi reali, a causa del suo basso prezzo, della sua minor fusibilità, della sua durezza, ed anche della purezza della modellatura, quando si eseguisce su pezzi di piccolo volume.

In fatti la ghisa è più liquida e si restringe meno del bronzo, ciò che rende la modellatura più perfetta; ma siccome viene esposta ad una temperatura assai più elevata, altera le forme assai più fortemente, quando si opera sopra pezzi di grande dimensione. Riesce però così difficile il riparare i difetti di modellatura che non si può sostituire la ghisa al bronzo, quando si tratta di pezzi voluminosi e di lavoro complicato. Ma per pezzi di piccolo volume come i medaglioni o pezzi di ornamento, si ottengono prodotti perfetti.

La ghisa grigia è più atta alla modellatura della ghisa bianca; questa, quantunque più fusibile, si rappiglia più celeremente, ed è d'altronde troppo fragile e troppo dura. La ghisa nera, prodotta dai forni a coke, viene spesso adoperata per pezzi grossi.

La modellatura della ghisa si eseguisce spesso al momento in cui si riunisce nel crociuolo dell'alto forno; ma occorre anche spesso di rifonderla, e si fa uso a questo scopo di diverse specie di forni.

2840. I forni a riverbero sono opportuni per questo genere di lavoro. Si costruiscono ora alla maniera ora

dinaria ora con una volta a doppia curvatura. Si forma un bacino all'estremità dell'aia, affinchè la ghisa possa riunirsi a misura che si rende liquida.

La ghisa in verghe di 7 a 10 centimetri di larghezza, viene posta sull'altare in pile incrociate, per evitare gli inconvenienti dell'ossidazione dei pezzi. Se la ghisa impiegasse troppo tempo a fondersi, si riscalda sempre il forno prima di caricarlo, e si dà un colpo di fuoco vivo sino dal principio dell'operazione. Rimane però sempre un poco di ferro affinato per le croste di ossido che hanno preso origine, e questo ferro produce una massa spugnosa che si chiama *carcasso*.

Nei forni a semplice volta si fondono nel lavoro corrente, 1,000 kil. di ghisa all'ora, abbruciando 500 kil. di carbon fossile. Il calo è di 12, 5 per 100. Nei forni a doppia volta, il calo si riduce a 10 per 100. Gli altri risultati restano eguali.

Il calo è dovuto alla produzione delle scorie che risultano dalla ossidazione inevitabile della superficie dei pezzi di ghisa, e quindi alla formazione dei carcassi.

Quando la forma è troppo lontana dal forno, si fa colare la ghisa in una caldaia di ghisa, che con una *grua* si trasporta presso la forma, nella quale viene versata colle opportune precauzioni. Bisogna che tutti gli attrezzi, e la forma stessa, siano ben secchi; poichè la più piccola umidità potrebbe produrre un'esplosione funesta, che farebbe saltare la ghisa candente sugli operai.

2841. Si adopera spesso per questo genere di lavoro una specie di forno a manica, noto sotto il nome di forno alla Wilkinson, la cui forma interna è un poco conica. Questi forni hanno da 1 a 2 metri di altezza, sopra 0,3 o 0,6 di diametro. Hanno uno o due bucolari, per ricevere le canne dei mantici che alimentano la combustione.

Si carica in questo forno il combustibile che è di coke o di carbone di legna, a strati alternanti con frammenti di ghisa. Si otterrebbe col coke una ghisa alterata dallo zolfo; ma si previene questo inconveniente e si depura anche la ghisa aggiungendo 10 o 12 per 100 del suo peso di castina. La calce che ne proviene subentra all'ossido di ferro che entrerebbe nelle scorie, diminuisce i cali e si impossessa inoltre dello zolfo.

Il calo non ascende che a 5 o 6 per cento. Si consuma in coke il terzo del peso della ghisa. Si fondono d'altronde da 1,000 a 1,200 kil. di ghisa in sei ore in un forno di circa due metri.

2842. Quando si tratta di modellare dei piccoli oggetti, si può fondere la ghisa nei crociuoli, facendo uso degli stessi forni adoperati per fondere l'acciaio, oppure in generale dei forni a vento che si trovano in tutte le fonderie; si consuma assai più combustibile, si subisce un calo maggiore; ma vi sono delle circostanze in cui queste considerazioni non sono da calcolarsi.

Le forme destinate a ricevere la ghisa si eseguono in sabbia od in argilla, e i processi hanno relazione a quanto abbiain detto sulla modellatura del bronzo, salve alcune modificazioni che sono straniere allo scopo generale di quest'opera.

Affinazione della ghisa col carbone di legna.

2843. Quando si è fabbricata la ghisa, la si affina in officine particolarmente note sotto nome di *Fucine*. Qualche volta queste officine sono unite cogli alti-forni; ma spesso formano stabilimenti distinti. Una fucina comprende uno o più fuochi d'affinazione, le macchine soffianti che forniscono l'aria necessaria alla combustione del carbone, e martelli o cilindri, destinati a comprimere il ferro che vi si prepara.

Si distinguono diverse varietà di fucine, ma non entra nel nostro piano di penetrare nelle particolarità di pura località, il cui interesse diminuisce tutti i giorni. Si adoperavano altre volte per questa affinazione, due fuochi distinti; ma in generale, non se ne è conservato che un solo.

Le *fucine grosse*, operano in due modi distinti: cioè col metodo di *Franca-Contea* e con quello di *Berry*. Nel primo la ghisa che si introduce nel focolare, vi è trattata sino alla completa conversione in ferro; mentre nel metodo di *Berry*, si fa il massello in un primo fuoco e si lavora questo massello in un secondo fuoco. I consumi sono presso a poco eguali in quanto alla ghisa; ma si pretende che il metodo di *Berry*, che consuma un poco più di carbone, dia un ferro migliore.

Le fucine piccole operano affatto diversamente. Ivi si sottopone la ghisa ad una operazione preliminare conosciuta sotto il nome di *mazéage* e non vi si trattano per ferro che delle ghise *mazée*. Per *mazer* la ghisa, la si sottopone alla fusione in una fucina, si cola in lastre sottili, e si rompe in pezzi. Si affina in seguito la ghisa *mazée* col metodo della *Franca-Contea*.

Si troveranno nell'articolo seguente particolarità sulla

affinazione le quali ci dispensano di studiare ora il *meziage*, essendo operazioni identiche.

Il lavoro di queste officine ha tanto rapporto con quello delle fucine alla Catalana, che noi potremo abbreviarne un poco la descrizione. La disposizione del focolare è la stessa, l'aia del focolare è clavata di 30 a 40 centimetri al di sopra del suolo; può avere circa 1 metro 88 centim. di lunghezza sopra un metro di larghezza; è coperto da un cammino che riposa sopra pilastri; la sua superficie è ricoperta da lastre di ghisa, tra le quali si lascia un'apertura per costruirvi il crociuolo.

Le dimensioni dei crociuoli variano; hanno in generale 84 cent. di lunghezza sopra 63 a 68 di larghezza, e 18 a 23 di profondità. Si è la profondità che importa di studiare con diligenza, e di variare secondo la natura delle ghise; poichè la coagulazione della ghisa è tanto più pronta quanto minore è la profondità del crociuolo; per conseguenza la ghisa bianca esige de' crociuoli più profondi della ghisa grigia.

Le lastre del contravento e della rustina, peudono ordinariamente al di fuori sotto un angolo di 5.° o 6.° affinchè si possa estrarre con maggior facilità la massa di ferro preparata pel maglio, che si chiama *loppa*. Il fondo è quasi sempre orizzontale; ciò non ostante per le ghise molto grigie, bisogna inclinarlo un poco verso il bucolare; al contrario è opportuna una lieve inclinazione verso il controvento se la ghisa è bianca, poichè allora tende a coagularsi prima di essere intieramente depurata.

Il bucolare si inoltra sempre un poco nel fuoco, ed oltrepassa ordinariamente la *varme* di 0^m, 078 a 0^m.092.

La bocca del bucolare è semicircolare; le sue dimensioni variano colla qualità della ghisa. Per la ghisa bianca, il bucolare presenta al più 0^m, 046 di lunghezza sopra 0^m, 029 di altezza; per la ghisa grigia vi si dà 0^m, 052 sopra 0^m, 033.

Il bucolare è inclinato verso il fondo del crociuolo: la ghisa bianca esige un vento più intenso che la ghisa grigia; si osserva del resto una certa relazione tra la natura della ghisa, la profondità del crociuolo, e l'inclinazione del bucolare.

2844. Oltre a queste modificazioni di già abbastanza delicate, bisogna tener conto dell'aria consumata che varia secondo la natura della ghisa, quella del carbone, ed i diversi periodi dell'operazione. Laonde una ghisa gri-

ghia di buona qualità esige durante la fusione, da 135 a 145 piedi cubici d'aria; la ghisa bianca ne richiede 145 a 155. Quando si fa il pezzo se ne richiede secondo la natura della ghisa 180 a 190, e quando si *avale* da 215 a 225; questa è l'ultima operazione che si fa subire alla *loppa*. Il signor Karsten riassume in tal modo le regole principali di costruzione dei fuochi; l'uso di un vento radente, e di un fuoco di 18 centimetri di profondità soltanto, non può convenire che per una ghisa grigia della miglior qualità. Se fosse un poco meno buona, non si cangerebbe la posizione del fondo; ma si darebbe al bucolare un'inclinazione di 6 millimetri presso a poco.

Una ghisa grigia di cattiva qualità dovrebbe essere trattata in un fuoco di 20 a 21 centimetri di profondità, a bucolare molto inclinato.

Un fuoco molto profondo di 23 a 24 centimetri, ed un vento radente, non deve essere adoperato che per una buona ghisa bianca. Ma vale meglio diminuire la profondità del crociuolo, ed aumentare l'inclinazione del bucolare, ridurre l'uno a 22 centimetri e dare all'altro un'inclinazione di 10 mill., se però si ha per iscopo principale di ottenere un ottimo ferro; quando si vuole piuttosto economizzare la ghisa; bisogna preferire l'uso di un crociuolo profondo.

Un fuoco, il cui bucolare, elevato presso la *varme* di 23 centimetri al di sopra del fondo, inclini di 10 mill. è opportuno per l'affinazione di una ghisa bianca impura, e può servire al trattamento della maggior parte delle ghise mescolate, quando si vuole ottenere un buon ferro.

2845. Per eseguire una affinazione, si dispongono sulla superficie del crociuolo dei piccoli carboni; se ne ricopre anche il fondo e si riempie il crociuolo di carbone. La ghisa da affinarsi, postata sopra curli, si avvanza nel crociuolo; quando è grigia, si pone a 10 pollici del bucolare; la ghisa bianca è ritenuta ad una distanza maggiore. Si mettono nel crociuolo delle scorie procedenti dall'ultima *loppa*; sono quelle che si attaccano al fondo del crociuolo, e non quelle che scolano pel buco del *chio* che bisogna adoperare. Le scorie aderenti al crociuolo ricevono il nome di *sornes*, e constano secondo il signor Berthier, di un silicato basico di ferro, molto misto di particelle di ferro metallico. Le *sornes* portano dunque del ferro alla massa, e per l'ossido di ferro che contengono facilitano la sua affinazione. Dopo l'aggiunta delle *sornes*, si ricopre la ghisa di una misura di carbone, e

si attivano i mantici. La ghisa, in tal modo sottoposta all'azione del calore, si fonde a poco a poco, e passa nel crociuolo. Durante questa fusione, il metallo cola in gocce, che scorrono a traverso della corrente d'aria calda. Si forma dunque ad un tempo dell'ossido di carbonio che si sviluppa, e del silicato di ferro che si fonde e che al principio è molto basico. Il signor Berthier ha provato essere in questo momento specialmente che il manganese si ossida, e che il fosforo delle ghise si cangia in fosfato di ferro. A misura che la ghisa si liquefa alla sua estremità, si fa andare avanti nel crociuolo. Le scorie si accumulano nel forno; il fonditore le allontana al bisogno, ma ne lascia una parte nel fuoco, per impedire l'ossidazione e diminuire il calo. Se la massa fusa è un poco dura, l'affinatore aumenta il vento; nel caso contrario, procura di sollevarlo presso del contravvento con una barra.

Tosto che il crociuolo contiene una quantità sufficiente di ghisa, per un pezzo, si incomincia il lavoro della *loppa*; operazione che ha due periodi. Nel primo si solleva la massa a più riprese; nel secondo che chiamasi *avaler la loppa*, si solleva il metallo che di già depurato, fonde in seguito con sobbollimento.

2846. L'affinatore, tosto che la fusione è terminata, leva via i piccoli carboni che coprono il davanti dell'aia, mette il ferro a nudo, solleva la *loppa* con una barra e la ravvicina al lato del contravento; la tiene in tal modo sollevata con una seconda barra che egli pone in croce per poter farla girare a volontà. La massa ferrosa si divide in tre o quattro parti, quando la si solleva, in modo che presenta una grandissima superficie all'azione dell'aria. L'affinatore ritira i frammenti di metallo dal fuoco, vi versa del carbone, e li colloca sopra un combustibile nuovo. Secondo il loro grado di affinazione, dà più o meno vento e getta, se il caso lo esige, una pallata di battiture nel fuoco. Gli interstizi lasciati tra i pezzi di metallo, sono riempiti di carbone per impedire che si conglomerino. Il ferro entra tosto in fusione, e passa nel crociuolo.

Bisogna sempre sottoporre la materia alla seconda operazione che abbiamo indicata. Per economizzare il tempo ed il combustibile, si è spesso tentato di risparmiarla, ma l'esperienza si è pronunciata quasi sempre contro questa maniera di abbreviare il lavoro.

2847. Per *avaler* la *loppa*, si solleva la massa al di

sopra del bucolare, in modo che il vento passa al di sotto. L'affinatore leva via colla sua barra, la *sorne* attaccata al fondo del crociuolo, e rovescia indi la massa sui carboni accesi, che copre di combustibile fresco. Da un forte colpo di vento, per produrre un alto grado di calore, che faccia sobbollire il ferro, lo renda mezzo liquido, ed operi una separazione completa delle scorie e del carbonio. L'attività delle macchine soffianti, il sobbollimento della massa, che presenta al vento dei punti di contatto numerosi, l'alta temperatura, tutto concorre alla depurazione del metallo. Essendo il ferro così riunito nel crociuolo, l'operaio ne estrae dei loppini successivi, immergendo nella massa una barra, attorno alla quale si attacca una quantità di ferro sufficiente per formarli. L'operazione chimica è terminata, nè trattasi più che di ridurre il ferro in barre con operazioni puramente meccaniche con magli o cilindri.

2848. Quando si divide la loppa in loppini, immergendo nella massa una barra di ferro fredda alla quale si attacca del ferro, si chiama questa operazione *affinazione per attaccamento*. Qualche volta, al contrario, si lascia la loppa intiera e si approfitta del calore che possiede per darvi una forma regolare, e per tagliarla in più parti che possano essere maneggiate, e malleate e ridotte in barre con facilità. I colpi del maglio si succedono lentamente per ischiacciare la loppa, e per farne escire le scorie. Il movimento viene indi accelerato. Il fabbro spinge avanti, ritira o rovescia il pezzo in modo che la superficie ne divenga uniforme. È sussidiato da un operaio che sostiene la massa con una leva di ferro. La capovolge in seguito sulla lunghezza in modo che il lato che trovavasi presso il *chio*, sia posto, sull'incudine, e che il martello batta sopra quello della rastina. L'operaio, maneggiando il pezzo come precedentemente, fa agire il maglio con tutta la sua celerità. Questa operazione chiamasi *cingler* la loppa.

Il fabbro prende in seguito il pezzo colla piccola tanaglia a *cingler*; la fa girare in modo che il lato che era al di sotto nel focolare, tocchi l'incudine e che la superficie opposta riceva i colpi di martello, che deve agire colla massima celerità. Il pezzo riceve allora la forma di un parallelepipedo; lo taglia in quattro cinque o sei pezzi. A misura che si staccano i pezzi si pongono nel fuoco e si rendono dritti.

Per allungarli, si riscaldano a bianco saldante, e si

battono a metà sotto il maglio, per formarne dei *maquettes* che si raffreddano nell' acqua. In certe officine, non si procede ad allungarle che durante la fusione successiva. Altrove si allungano subito, ciò che è vantaggioso, perchè si approfitta del calore che ritengono ancora. La riduzione delle *maquettes* in barre si eseguisce nello stesso modo.

Un fuoco ben servito deve occupare cinque operai; un mastro affinatore, uno operaio che assiste al maglio, due che assistono al fuoco ed un garzone. Il lavoro incomincia nella notte della domenica al lunedì e continua senza interruzione sino al sabato sera.

Il calo che è molto variabile, dipende dalla natura della ghisa, e dall'abilità dell'operaio. Può elevarsi sino a 40 per 100; ma spesso non è che di 26 per 100. Il consumo del carbone dipende egualmente dall'abilità dell'operaio, e dalla qualità della ghisa.

Nelle piccole fucine, si consuma meno carbone e più ghisa che nelle grosse. Le prime danno del ferro in piccoli pezzi che si vende più caro; ma il loro ferro è sempre duro e un poco acciaioso. La fabbricazione è più considerevole nelle fucine grosse; ma esse esigono un corso d'acqua importante, mentre le piccole mettono a profitto corsi d'acqua che non avrebbero altro uso.

Non si saprebbe dunque fare una scelta tra questi metodi, che dipendono da circostanze locali.

2849. Abbiamo già fatto conoscere (1733) gli agenti principali ed i fenomeni essenziali della affinazione. Il ultimo risultato si è l'aria lanciata dai mantici, che sbarazza la ghisa dal suo carbonio, dal suo silicio e dal suo manganese, quando quest'ultimo metallo fa parte della ghisa. Ma non bisogna perdere di vista la maniera indiretta colla quale si operano queste diverse depurazioni. Si vede, riflettendovi un poco, che la ghisa esposta ad una corrente d'aria, deve al principio ossidarsi in tutte le sue parti, e forma in tal modo ad un tempo dell'ossido di carbonio che si sviluppa, della silice e degli ossidi di ferro o di manganese, che col combinarsi producono una scorie. Questa involupa il resto della ghisa, e la garantisce ben tosto dal contatto dell'aria; in modo che l'azione di questo gaz cessa di esercitarsi, quantunque la ghisa sia ancora intatta per la maggior parte.

Si è la scorie in tal modo prodotta che diviene l'agente essenziale della affinazione. Sino a che non è ridotta allo stato di silicato neutro, l'ossido di ferro che

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 541

contiene è decomposto dal carbonio, dal silicio o dal manganese; si sviluppa dell'ossido di carbonio, e si forma della silice o dell'ossido di manganese che passano nella scorie residua.

Gettando delle battiture nel crociuolo, si fornisce una nuova quantità di ossido di ferro alle scorie; si riconducono allo stato di silicato basico, e la reazione incomincia di nuovo. È probabile che coll'uso delle battiture, si economizzerebbe molto ferro che si ossida a pura perdita durante l'affinazione.

A misura che la ghisa si spoglia del suo silicio e del suo carbonio, le nuove scorie che si formano diventano sempre più basiche. Le ultime sono dunque dei sottosilicati eminentemente atti all'affinazione. Per trarne partito bisogna ricaricarli nell'operazione susseguente.

2850. Le scorie si dividono dunque in tre varietà; le *scorie crude*, che contengono un eccesso di silice, e che non possono che nuocere all'affinazione per ciò che la loro silice determina l'ossidazione del ferro; le *scorie dolci* che sono basiche e che si adoperano con vantaggio per ossidare i corpi che si tratta di separare dalla ghisa; finalmente le *scorie neutre* o silicati neutri di ferro, che non esercitano alcuna azione. L'aggiunta di un ossido di ferro, come le battiture, può convertire le prime e le ultime in iscorie dolci; e renderle proprie all'affinazione.

Non abbiamo voluto considerare qui che i fenomeni generali dell'affinazione; ma bisogna ancora tener conto del fosforo e dello zolfo, che possono trovarsi nelle ghise, e osservare ciò che diventano queste sostanze.

Relativamente al fosforo il sig. Karsten ha fatto delle analisi che gettano molta luce sulla questione, esaminando i prodotti dell'affinazione delle ghise di Peitz e di Torgelow, che procedono da minerali molto fosforosi e che contengono, per così dire, tutto il fosforo di questi minerali.

Ecco l'analisi delle ghise di cui trattasi:

	Torgelow grigia, densità 6,993.	Peitz non intieramente grigia; densità 6,981.
Silicio	0,40	0,17
Grafite	2,60	1,93
Manganese	2,76	0,86
Fosforo	3,10	5,54
Ferro.	91,14	91,50
	100,00	100,00

L'affinazione di queste due ghise si eseguisce a Torgelow ed a Peitz in un fuoco da fucina ordinario. La ghisa è in piccoli pezzi, il cui peso totale è di circa 140 kil.; se ne dispone una parte nel crociuolo in faccia al bucolare, ed il resto un poco al di sopra del livello del bucolare verso la faccia del contravento.

Durante la fusione, si aggiungono le scorie e le battiture derivanti dal lavoro precedente, dopo due ore di fuoco, si procede alla prima colata, che si rinnova tutte le volte che le scorie si innalzano al livello del bucolare. Tutte le scorie che si producono durante la fusione della ghisa sono rigettate, come scorie crude.

Quando la fusione è terminata e la massa ha preso qualche consistenza, si fermano i mantici, si solleva la ghisa, e si inaffia d'acqua per consolidarla completamente.

Si netta il crociuolo, e si riempie di carbone fresco; si raccolgono i frammenti che vi si incontrano per unirli alla fusione successiva. Si capovolge la loppa disponendo le sue facce in senso inverso delle posizioni che occupavano prima. Si è a quest'epoca che incomincia l'affinazione propriamente detta. Si getta sulla loppa uno o due kil. di calcare; si ricopre di carboni; si ridona il vento, e si aggiunge ancora una o due volte, due o tre kil. di calcare. Quando il ferro è disceso al disotto del livello del bucolare, si solleva di nuovo la loppa e si pone sull'aia; si riempie il crociuolo di carbone fresco, e sopra di esso si sparge due kil. di calcare che forma un letto su cui si pone la loppa senza voltarla. Si ricopre di carbone, e si aggiungono ancora due kil. di calcare; si dà il vento e si rifonde la massa una seconda volta, spargendo ancora durante questa operazione del calcare sul carbone. Si solleva la loppa una terza volta, e, in questo periodo che è quasi sempre l'ultimo, si opera intieramente come nei due primi. Quando dopo questo sollevamento il ferro è di nuovo ridisceso al bucolare, non si aggiunge più calcare; ma si innalza di nuovo la massa, si aggiunge del carbone fresco e si ripone sul letto. Si lascia di nuovo abbassare per prendere del ferro per attaccamento; si estrae in seguito la loppa e si sbarazza il crociuolo per l'operazione successiva.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 543

2852. Si è trovato :

	Nelle scorie crude		Nelle scorie ricche	
	di Torgelow	di Peitz	di Torgelow	di Peitz.
Protossido di ferro.	61,25	67,28	85,50	80,16
Prot. di manganese	0,50	0,95	0,05	0,30
Acido fosforico. .	16,48	14,94	4,66	9,36
Silice.	17,20	10,82	5,60	7,21
Calce	2,73	5,07	2,43	2,65
Allumina	0,20	0,15	0,10	0,08
Magnesia.	0,10	0,05	tracce	0,05
Potassa	0,05		circa 0,05	
	98,51	99,06	98,39	99,81

La proporzione di fosforo ritrovata nel ferro malleato varia da 0,75 a 0,80 per 100 di ferro, nelle due officine, quantunque la ghisa di Peitz sia ben più fosforata dell'altra. Questo ferro è dunque ancora fragile a freddo ad onta della diligenza usata nell'affinazione e ad onta della grande quantità di fosforo che passa nelle scorie.

2853. La principale differenza che esiste tra questo processo di affinazione ed il processo ordinario, consiste in ciò che nel primo l'aggiunta della calce rende le scorie pastose, dal che risulta la necessità di aumentare il vento per innalzare la temperatura, e di presentare successivamente tutte le parti della massa da affinarsi avanti al bucolare. Ciò non ostante, malgrado questa precauzione, si osserva che il ferro che si trova al contravento, è meno depurato e meno buono di quello che si trova dal lato della *varme*.

Non si può impiegare nell'affinazione, al di là di una certa proporzione di calce; poichè la scorie diverrebbe troppo refrattaria ed il ferro sarebbe paglioso, difficile a saldarsi, e soggetto a sbriciolarsi sotto il martello. La cattiva qualità del ferro preparato in tali circostanze, dipende da ciò che contiene allora una certa quantità di calcio in combinazione. Si è riconosciuto che la presenza di un millesimo di calcio non influisce sensibilmente sulle proprietà del ferro; ma che 9 millesimi di questo metallo vi comunicano di già delle cattive qualità; il ferro di Peitz ne contiene più di 2 millesimi.

Si era creduto, che sostituendo in tutto od in parte il carbonato di potassa alla pietra calcarea, si otterrebbe una *defosforazione* più completa del ferro. I saggi che sono stati fatti, hanno provato come si poteva aspettarsi, (1284) che gli alcali non possono rimpiazzare il carbo-

nato di calce nella affinazione perchè diminuiscono la sodabilità del ferro, e gli comunicano una durezza prodotta un grande eccesso di calce.

Il miglior mezzo che si possa impiegare al presente per ottenere del buon ferro con ghisa che contiene del fosforo, consiste dunque nell'affinarla colla maggior diligenza, aggiugnendovi del carbonato di calce. Se è vero, che questa conseguenza non si estende sino allo stesso alto forno, e che le scorie fortemente calcari non possono servire a sbarazzare le ghise da una parte del loro fosforo, bisognerebbe conchiudere che vi è qualche variazione di effetto, dovuto alla temperatura.

2854. Si vede che il processo che si è descritto è precisamente quello che conviene pel trattamento delle ghise zolforese. Ma, bisogna osservare che le manipolazioni sono meno numerose, le aggiunte di calce meno forti e meno ripetute, precisamente a causa dell'efficacia delle scorie molto calcari che negli alti forni si impossessano dello zolfo, e danno così delle ghise di già assai più pure di quelle che si formano sotto l'influenza del fosforo.

2855. Le analisi del sig. Berthier e di diversi chimici che hanno esaminato le scorie delle fucine, provano che sono materie molto ricche di ferro, ed atte a subire un nuovo trattamento negli alti forni, come veri minerali. Ciò non ostante tra queste scorie ve ne sono di quelle che contengono troppo acido fosforico perchè si possa senza inconveniente, far loro subire una nuova riduzione nel lavoro corrente. Bisognerebbe passarle ad epoche determinate e nel caso soltanto in cui le ghise non potessero essere modificate in modo dannoso dal fosforo, caso assai raro.

In quanto a ciò che concerne le scorie non fosforese, è certo che possono essere caricate nei forni in piccole quantità alla volta, senza nuocere al suo andamento, e senza alterare la qualità della ghisa.

Puddlage.

2856. Allorchè si riesci in Inghilterra a produrre della ghisa col coke, si è dovuto pensare a trarre partito da questo combustibile per convertirlo in ferro; ma si vide ben tosto che non si poteva agire nei fuochi di affinazione ordinarii in cui il metallo si trova in contatto col coke perchè il ferro si caricava di zolfo, e diveniva fragile. Per garantirsi di questo inconveniente, si sono so-

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 545

stituiti ai fuochi di affinazione i forni a riverbero, nei quali il focolare è distinto dall'aia che riceve la ghisa destinata all'affinazione, e nei quali la materia non si riscalda che colla sola fiamma. Ma, siccome la ghisa molto grigia degli alti forni inglesi, si affinerrebbe troppo difficilmente nei forni a riverbero, e vi subirebbe un calo troppo forte, si è divisa l'affinazione in tre operazioni distinte. La prima si eseguisce nelle *affinerie* che sono forni analoghi agli ordinari; la seconda nei forni a *puddle* propriamente detti che è un forno a riverbero; la terza che non è di eguale importanza ha luogo in un altro forno a riverbero noto sotto il nome di *forno da riscaldare*.

2857. Le *affinerie* (Tav. 65) presentano un masso di muro alto uno o due piedi al di sopra del suolo. Il crociuolo occupa il mezzo di questo masso; varia da 1 piede a 2 piedi e mezzo di profondità sopra 3 piedi di lunghezza e 2 piedi di larghezza; la profondità del focolare varia colla natura della ghisa. Le ghise molto grigie si trattano nei crociuoli di 9 pollici di profondità; e per le ghise bianche si va sino a 15 pollici. Il crociuolo è rivestito internamente di lastre di ghisa ricoperte di argilla; sul davanti del crociuolo, avvi un buco pel quale si fanno colare le scorie ed il metallo fuso, in una fossa posta al di sotto. Il crociuolo è coperto da un cammino sostenuto da quattro pilastri di ghisa; l'intervallo che lasciano, è chiuso da un muro di mattoni dal lato del bucolare; le altre facce lo sono da parte in lamiera, fissate nei pilastri che sostengono il cammino; una delle facce rimane libera pel lavoro. Il fumo passa regolarmente pel cammino.

Il bucolare impiegato nelle *affinerie* è sempre a circolazione d'acqua; è dunque formato di due pari concentriche tra le quali circola una corrente di acqua fredda per evitare che non abbruci. Quando non si adopera che un solo bucolare, si dà il vento col mezzo di due *buses*, ma il più delle volte vi sono due bucolari in faccia l'una dell'altra, disposizione che sembra talmente vantaggiosa, che si fanno in Inghilterra delle *affinerie* munite di tre, quattro ed anche di sei bucolari. I bucolari sono inclinati di 20 a 25 gradi verso il fondo del crociuolo in modo da dirigersi sopra il bagno; la quantità d'aria lanciata è presso a poco di 200 piedi cubici per minuto, secondo i signori Elia di Beuemon e Dufrenoy per una *affineria* a quattro bucolari; i signori

Coste e Perdonnet non la valutano a meno di 7 ad 800 piedi cubici per minuto. L'uso di queste grandi masse di aria rende il lavoro più pronto, e dà un metallo meglio affinato.

2858. Per procedere all'affinazione della ghisa, dopo di aver nettato il crociuolo, si riempie di coke fatto in mucchio, sul quale si pongono 1000 a 1200 kil. di ghisa in pezzi di 20 a 25 kil. che si copre di un ammasso di coke a domo; e vi si mette fuoco. A capo di un quarto d'ora, quando si è comunicato da per tutto, si dà il vento; a misura che il coke abbrucia e che si produce degli abbassamenti, se ne aggiunge del nuovo. La sola cura degli operai consiste nel tenere la temperatura abbastanza elevata perchè la ghisa divenga ben liquida. È la quantità del vento fornito dai bucolari, che fa riescir bene il lavoro. Quando è conveniente, e l'operazione va bene, si vedono i carboni sollevarsi continuamente, sia per effetto del vento, sia pel rigonfiamento della ghisa, in ragione della formazione dell'ossido di carbonio.

Quando tutta la ghisa è in piena fusione, ciò che esige due ore, o due ore e mezzo, si apre il foro e il metallo cola nella fossa dove forma una lastra lunga da 9 a 10 piedi, larga 2 piedi in circa e grossa 2 pollici o 2 pollici e mezzo. È ricoperta da uno strato alquanto grosso di scorie, e quantunque il metallo sia pronto a consolidarsi, si getta su di esso dell'acqua per raffreddarlo più prontamente e così renderlo fragile. La ghisa prende allora il nome di *fine-metal*; essa è divenuta bianchissima, qualche volta granita; la sua frattura è a raggi; è spesso cavernosa o porosa alla superficie, e qualche volta anche, la massa intiera presenta questo carattere.

La ghisa ha di già subito una prima depurazione e si ammette che essa si sbarazza in gran parte dallo zolfo e dal fosforo che conteneva.

Le scorie che accompagnano il *fine-metal* sono nere, a frattura splendente, bollose e assai ricche di ferro; esse sono interamente analoghe a quelle che escono dalle affinerie ordinarie.

La perdita varia dal 10 al 12 per 100; la quantità del coke consumata varia da 150 a 200 kil. per 1000 di ghisa.

2859. Ecco, come esempio, secondo il signor Berthier l'analisi di tre campioni di *fine-metal* o ghisa *mazée*,

TRATTAMENTO DEL MIN. DI FERRO. 547

preparata a Firmy colla ghisa N.º 1. (2836). È in lastre sottili, la cui parte inferiore è compatta, granita e la parte superiore eccessivamente rigonfiata. La lima non la intacca; ma si riduce facilmente in polvere nel mortaio. È bianca e poco splendente.

Fine-metal di Firmy.

Ferro	97,80	98,65	98,85
Carbonio	1,70	1,10	1,00
Silicio	0,50	0,25	0,15

	100,00	100,00	100,00
--	--------	--------	--------

Ecco in oltre dietro lo stesso autore, l'analisi delle scorie prodotte durante l'affinazione.

	Prime.	Medie.	Ultime.
Silice	23,0	19,0	18,0
Calce	2,0	17,0	10,0
Allumina	1,0	1,0	1,0
Magnesia	1,0	1,0	1,0
Protossido di manganese	29,0	10,5	9,5
Idem di ferro	45,0	51,5	61,0

	101,0	100,0	100,5
--	-------	-------	-------

Il lavoro delle affinerie sbarazza dunque la ghisa dal manganese, da una parte del carbonio, da una parte del silicio e finalmente da una parte dello zolfo e del fosforo. Sarebbe anche specialmente per la separazione di questi due ultimi corpi che questa operazione sarebbe utile, secondo il signor Berthier, che ha provato, come una ossidazione diretta sia più efficace a loro riguardo, di questa ossidazione indiretta che, nel *puddlage* e nell'affinazione ordinaria, si eseguisce col mezzo delle scorie,

2860. La seconda e principale operazione della affinazione è chiamata *puddlage* da *to puddle*, che esprime il rimescolamento al quale è sottoposto il metallo e che forma il carattere essenziale del lavoro. Il *puddlage* non è un'invenzione molto antica; è dovuta a Enrico Cort di Gosport in Inghilterra, che la pose egli stesso in pratica; venne descritta per la prima volta nel 1786 poco tempo dopo la sua scoperta.

Il *puddlage* si eseguisce sempre in un forno a riverbero (Tav. 66.) designato sotto il nome di forno a *puddler*, che diversifica poco dai forni a riverbero ordinarii per la forma dell'aia. Per la corrente d'aria è necessario che il suo cammino non abbia meno di 40 piedi

di altezza. L'interno del forno a *puddler* è formato di mattoni refrattarii, l'esterno di mattoni ordinarii od anche di pietre. Si rivestono spesso questi forni di lastre di ghisa che permettono di renderli più leggeri. L'aia che è quasi orizzontale non ha che una lieve inclinazione per lo scolo delle scorie; si fa di mattoni refrattarii, od anche con una o più lastre di ghisa, sostenute da pilastri dello stesso metallo; termina in un piano inclinato che giunge al buco di *floss* dietro il cammino pel quale scolano le scorie. Si adatta a questo forno un registro per modificare o intercettare il passaggio della fiamma durante il lavoro. La porta di lavoro deve abbassarsi ed innalzarsi facilmente per intercettare il passaggio dell'aria.

Si lascia di rado l'aia nuda; si copre di uno strato di sabbia grassa, alquanto refrattaria, ma però capace di agglutinarsi sotto l'influenza di un forte calore; si fa uso in qualche officina di scorie peste; il vantaggio di queste ultime è dovuto a ciò, che essendo queste scorie di già saturate di ossido di ferro, non ne assorbono più, e determinano meno facilmente la sua produzione. Il caso è dunque men forte nell'affinazione; ma si rimprovera loro di fornire un ferro inferiore in qualità, a quello che si ottiene coi forni coll'aia di sabbia.

2861. Il signor Villeneuve ha sottoposto ad assaggi in grande, le aie in calce pura, ed ha ottenuto per risultamento un'accelerazione notabile nell'operazione, senza che il calo sia stato molto diminuito.

L'uso di queste aie in calce, aveva specialmente per oggetto di dare al ferro una qualità superiore, preservandolo dalla nociva influenza dello zolfo, i cui effetti si fanno sempre sentire nel *puddlage* col carbon fossile. Si vede che la calce che si trova ivi in grande eccesso, tende ad impossessarsi dello zolfo e del fosforo contenuto nella ghisa, o fornito dal combustibile; il ferro se ne trova dunque migliorato.

Si è nello stesso scopo che il signor Dufaud, e dopo di lui tutti i *puddleurs*, hanno fatto uso della calce proiettata sulla materia di tempo in tempo, durante il corso della operazione.

Ecco i risultati ottenuti dal signor Villeneuve; è da desiderarsi che questi saggi siano continuati poichè possono condurre ad un vero miglioramento nella qualità del ferro, che compenserebbe le spese occasionate dall'uso della calce.

	Aia formata di 5 vol. di calce e di sabbia.	Aia di calce pura	Aia di sabbia
Peso della ghisa . . .	285	247 k.	"
Id. del ferro <i>cingle</i> . . .	235 k.	202 k.	"
Perdita per 100 . . .	17,5	18,2	18,7
Consumo del carbon fossile	205 k.	195 k.	"
Durata dell'operazione	1 ora 40'	1 ora 50'	2 ore 25'

Fa sorpresa che in questi saggi, il calo non siasi diminuito di più, poichè la calce dovrebbe colla sua presenza, prevenire più efficacemente la produzione dell'ossido di ferro.

2862. Checchè ne sia, le aie si preparano d'ordinario in sabbia per certe qualità di ferri; e pei casi ordinari, in iscorie, o con un miscuglio di scorie e di battiture che cadono dei laminatoi. Se ne mette uno strato di due pollici e mezzo a tre pollici, che si ristaura ad ogni operazione, otturando i buchi che si sono formati. Ogni otto giorni l'aia deve essere rinnovata intieramente.

I pezzi di ghisa che si tratta di *puddler*, pesano da 1 a 3 kil. e quando l'aia è restaurata ed il forno in pieno fuoco, si introducono per la porta di lavoro, e si dispongono gli uni sugli altri in modo da formare delle pile che vanno sino alla volta; non devono esistere grandi vani tra i pezzi, perchè vi passerebbe troppa aria, il che occasionerebbe una forte ossidazione; e specialmente per evitare una perdita di spazio. Si lascia libera la parte di mezzo, ciò che permette di agitare la materia che si fonde successivamente.

Si chiude la porta e si apre il registro, affine di dare un colpo di fuoco assai forte; in modo che a capo di venti minuti il metallo, giunto a rosso bianco, incomincia ad entrare in fusione, e lascia scorrer delle piccole gocce di ghisa sull'aia del forno. Si apre la porta, si rimpono i pezzi di ghisa col riavolo, si allontana dal ponte tutto ciò che tende a prendere una fusione troppo completa, e qualche volta anche, si batte il metallo sull'aia con una mazza di ferro. Si dispone per far passare tutto il metallo ad uno strato di fusione densa o pastosa, e per raggiungere questo scopo, si richiedono dei tentativi. Per ciò si chiude il registro per intercettare la corrente d'aria, e si leva anche il fuoco per diminuire la temperatura del forno. Se il colpo di fuoco è stato spinto troppo oltre, si sospende al contrario di agitare la materia e si chiudono le porte se il forno si è raffreddato troppo.

Quando la ghisa è giunta allo stato pastoso conveniente, si rimescola continuamente; si rigonfia e lascia sviluppare molto ossido di carbonio, che abbrucia con una fiamma azzurra che si manifesta alla superficie del bagno. Lo stato pastoso della ghisa, che si mette tanta cura ad ottenere, favorisce molto la formazione di questo gas, ciò che è indispensabile per la decarburazione della ghisa. Permette di dividerla e di impastarla in qualche maniera, coll'ossido di ferro, che si forma alla superficie, e questo reagendo sul carbonio della ghisa, la converte in ossido di carbonio.

A misura che questo gaz si sviluppa, il metallo si affina a poco a poco, e diviene meno fusibile; si continua ad agitare sino a che la materia trasformata in vero ferro, sia ridotta intieramente in piccoli grani isolati, e comesabbiosi. Allora si dà un nuovo colpo di fuoco, per portare il ferro al bianco saldante. Si carica dunque il focolare e si apre il registro; la temperatura non tarda ad innalzarsi al grado necessario, ed il metallo incomincia ad ammollirsi e ad agglutinarsi; il fonditore prende allora col suo riavolo un nocciolo di metallo, e lo fa girare sull'aita; riunisce in tal modo altri grani di ferro che vi aderiscono precisamente come se si trattasse di formare una palla di neve.

Si sospende l'operazione quando si è formata una palla o *loppa* del peso di 30 a 35 kil.; si pone questa prima palla nella parte del forno che riceve il maggior calore; si continua nella stessa maniera sino a che siasi trasformata in palle tutta la carica che ne fornisce ordinariamente sei od otto. Allora si chiudono ancora le porte, e si dà un ultimo colpo di fuoco, che incomincia e facilita la saldatura delle particelle di ferro ancora isolate.

Quando queste palle sono sufficientemente riscaldate, si prendono successivamente con una tanaglia, si portano sotto i cilindri sgrossatori; la compressione che subisce il ferro è così grande che le scorie scaturiscono con forza. I cilindri scanalati hanno delle incavature la cui superficie diminuisce successivamente. La prima su cui si fa passare la palla all'uscire del forno, è *elissoide*; è armata di denti che impediscono alla palla di scorrer via, e la sforzano ad allungarsi; un operaio la pone tra i cilindri, un secondo posto dall'altro lato la riceve. Si introduce di nuovo tra essi e si fa passare in tal modo 5 o 6 volte avendo cura di avvicinare i cilindri tutte le volte con una vite di pressione. Si fa passare in seguito tra le altre

scanalature, in modo che il ferro venga ridotto in barre piatte di mezzo pollice di grossezza, e di 3 pollici di larghezza.

In un grande numero di officine, la loppa, prima di passare sotto i cilindri, è sottoposta all'azione del maglio à *cingler*. In questo caso, quando si incomincia a battere la loppa, bisogna guardarsi dal far agire il maglio con tutto il suo peso, poichè si romperebbe al primo colpo. Bisogna al principio comprimerla debolmente, ed a misura che prende della consistenza, diviene suscettibile di sostenere il colpo del maglio. Si giunge in tal modo a trasformarla in pezzi parallelepipedi, che sono immediatamente ridotti in barre sotto i cilindri.

2863. L'analogia che avvi tra l'operazione del *puddlage* e quella dell'affinazione, che si eseguisce nelle fucine all'antica, ci dispensa da ogni spiegazione teorica. Si osserverà solo che le scorie del forno à *puddler* sono quasi sempre scorie crude, vale a dire silicati più o meno acidi, ciò che procede evidentemente dalla sabbia silicea che forma l'aia.

Questa circostanza indica che è difficile di completare l'affinazione nei forni à *puddler*, e che un'ultima operazione, che si eseguisce entro altri forni a riverbero non è inutile per completare l'operazione chimica del ferro.

Questo ferro è infatti ancora assai impuro, e non potrebbe essere adoperato in questo stato; mentre è ancora rosso, si ritaglia in barre, la cui lunghezza è proporzionata al pezzo di ferro che si vuole ottenere, e si pongono diverse di queste barre, ordinariamente quattro, le une sulle altre per saldarle. Questa terza operazione si eseguisce entro forni a riverbero, noti sotto il nome di *fours* a *réchauffer* e sono più lunghi dei forni a *puddler*. Quando queste barre sono giunte al calore necessario per la saldatura, si estraggono dal forno, e si allungano sotto i cilindri, facendole passare entro scanalature le cui dimensioni diminuiscono progressivamente. Abbiamo dato nelle tav. 68, 69, 70 il disegno dei forni à *réchauffer* dei diversi cilindri, e delle forbici necessarie per una officina.

Un forno à *puddler* è servito da tre operai. Si può far passare dieci cariche al giorno. Una macchina di compressione impiega 4 operai; essa basta per lavorare il ferro prodotto da sei, otto ed anche sedici forni a riverbero.

2864. *Puddlage* coll' *antracite*. Nelle esperienze fatte con questo combustibile, il sig. Robin ha riconosciuto che il *puddlage* non può eseguirsi colla semplice corrente d'aria formata dalla stessa combustione; è occorso di impiegare un vento forzato. Il focolare venne dunque chiuso e la combustione mantenuta con tre bucolari, il cui foro era di $0^m,027$. La pressione del vento era di $0^m,07$. I bucolari erano posti a 26 pollici al di sotto del ponte, ed a 6 pollici al di sopra del suolo del focolare.

Con queste disposizioni il forno si trovò convenientemente riscaldato; e la fiamma fu così forte che arrivava all'alto del cammino, e sfuggiva chiara e senza fumo, come la fiamma all'alcool. L'*antracite* adoperata era in frammenti della grossezza di una noce; colla prima impressione del fuoco decrepitava vivamente, e questo fu uno degli inconvenienti del processo.

Si caricava ad ogni operazione 175 kil. di ghisa. L'operazione durava 20 o 25 minuti di più che col carbon fossile. La ghisa rendeva 83,5 per 100 di ferro in masselli, mentre col carbon fossile la rendita era di 85,5. Finalmente per 24 ore il consumo del combustibile era di 1717 kilog. d'*antracite*; mentre che col carbon fossile, ascendeva a 2000 kil. Il vantaggio apparente scomparirebbe tenendo conto del consumo di combustibile necessario per le macchine soffianti.

In somma; il *puddlage* coll'*antracite* sembra possibile ed anche vantaggioso se la qualità del ferro corrispondesse alle altre circostanze dell'operazione. Ma nei saggi fatti a Vizille non si ottennero che ferri di colore. È difficile di spiegare questa circostanza, se l'analisi del ferro ottenuto è esatta. Conteneva:

Zolfo	0,00
Silicio.	0,37
Alluminio	0,04
Ferro	99,59

100,00

Il sig. Robin attribuisce la proprietà di rompersi del ferro alla presenza di una quantità di silicio e di alluminio maggiore di quella che si trova d'ordinario nel ferro. Questa supposizione non sembrerà giusta se si osserva che trovansi ancor più di silicio nel ferro di Champagne (1645) e che l'alluminio non dà alcuna qualità cattiva al Wootz. È probabile che l'analisi che precede

sia stata fatta sopra un pezzo di ferro privo accidentalmente di zolfo che altera le qualità della massa.

2865. Il *puddlage* all'*antracite* offre dunque due inconvenienti. Il primo si è di dover adoperare del vento forzato; il secondo, ed il più grave, è di produrre un ferro fragile. Che si debba sforzare il vento per animare la combustione, oppure che si possa ottenere lo stesso effetto con un miscuglio di carbon fossile o di legna e d'*antracite*, questo è ciò che l'esperienza potrà solo decidere. Del resto, tale questione è di poca importanza.

La produzione di un ferro fragile, è un avvenimento più grave, ma non è forse possibile di evitarlo? Il signor Robin presume che sia dovuto alle ceneri dell'*antracite* trasportate dal vento. Sono esse che danno al ferro il silicio e l'alluminio che si trova nella sua analisi. Si potrebbe però credere che dipenda dal zolfo delle piriti così abbondanti nell'*antracite*; questo zolfo formerebbe da prima del gaz zolfoso che verrebbe decomposto dal ferro. In entrambi i casi, sarebbe indispensabile di aggiungere della calce durante il *puddlage*, e questa aggiunta basterebbe senza dubbio a correggere il ferro.

Il signor Robin, che ha così ben dirette queste esperienze, conchiude in ultima analisi, che il *puddlage* all'*antracite* è impossibile. Questo giudizio non è certamente definitivo, le difficoltà che si sono presentate, essendo di natura tale da poter essere tolte con lievi modificazioni nell'andamento del *puddlage*, e nella forma del focolare.

2866. *Puddlage* colla legna. Dietro i risultati che precedono si vede che se si volesse sostituire la legna al carbon fossile nell'operazione del *puddlage*, bisognerebbe impiegare circa 2000 kilog. di legna per produrre 1000 kil. di ferro. Alcune esperienze continuate su questa sostituzione, sono state fatte alla fucina inglese di Châtillon-sur-Seine. Ecco le dimensioni del forno à *puddler*.

Focolare.	{	Lunghezza	1 metro	
		Larghezza	0,94	
		Altezza	0,81	dal sostegno della gratella sino alla volta.
Forno.	{	Lunghezza del ponte		
		au flux	1,94	
		Larghezza al ponte .	0,94	
		Larghezza al mezzo .	1,24	rimpetto alla porta di lavoro.
		Larghezza al flux .	0,28	

	Presso al ponte . . .	0,66
Altezza della volta.	Rimpetto alla porta di lavoro. . .	0,61
	Al <i>flux</i> . . .	0,15

Altezza dalla soglia della porta di lavoro al di sopra dell'aia . . . 0,15

Altezza del ponte al di sopra della soglia della porta di lavoro . . . 0,13

L' altezza del riverbero del *flux* era di 0^m,04 dal basso all' alto della soglia della porta di lavoro.

L' operazione era condotta come quella del *puddlage* col carbon fossile; la sua durata era presso a poco la stessa. La carica era di 175 kil. di ghisa fabbricata col carbone di legna; si otteneva 152 kil. di ferro *puddlé*; il calo era dunque di 1, 5 per 100. La qualità del ferro era la stessa di quella del ferro *puddlé* del carbon fossile.

Si consumavano 32, 87 piedi cubici di legna da carbonizzare di ogni specie, per operazione. Si può dunque stabilire il conto nel modo seguente :

Ferro <i>puddlé</i>	100
Ghisa adoperata	115

Legna adoperata 21,6 p. c. = 0,74 m. c. = 224 k = 675,000 calor.

Il *puddlage* colla legna è dunque un' operazione eseguibile; e può farsi con un consumo reale che non eccede quello che si subisce nel *puddlage* col carbon fossile. Nei saggi di cui si rende conto, la legna non era stata essiccata; sarebbe utile di farlo. Si potrebbe impiegare per questo i forni che servono allo stesso uso nelle vetrerie. Si consumerebbe, è vero, circa un dodicesimo della legna per la disseccazione, ma questa perdita si troverebbe nel *puddlage*, e l' andamento del forno ne sarebbe migliorato in modo da produrre una vera economia.

Il *puddlage* colla legna non deve essere paragonato al *puddlage* col carbon fossile. Vi sarebbe di rado economia in questa sostituzione, a causa del prezzo di trasporto, delle spese di magazzinaggio, delle spese di mano d' opera per la essiccazione della legna, ec. Da per tutto dove si trova del carbon fossile vicino, è difficile di credere che il *puddlage* colla legna possa sostenere la concorrenza. Ma i risultamenti sono diversi se si confronta il *puddlage* colla legna coll' affinazione col carbone di legna. Basta ricordarsi che la legna contenendo 37 per 100 di carbone, non ne fornisce che 16 o 17 nei processi ordinari dei boschi, per avere il rapporto dei consumi reali. A cose del resto pari, il *puddlage* colla legna consumerebbe

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 555

appena la metà della legna che esige il processo dell'affinazione col carbone di legna.

Sono dunque le officine poste lungi dal carbone fossile e costrette di affinare col carbone di legna, che devono esaminare un processo che tende a correggere lo svantaggio della loro posizione.

Sarà probabilmente vantaggioso di costruire il focolare a fiamma rovesciata, le cariche della legna diverrebbero più facili, e la sua combustione più regolare.

2867. *Puddlage colla torba.* Questo processo è stato posto in uso con buon successo a Lauchamer presso Dresda. Il sig. Alex, che ne ha concepita l'idea, e che ha combinato gli apparati necessari, adopera della torba disseccata da prima all'aria e tenuta in seguito per otto giorni a 40.° per completare l'essiccamento.

In tal modo preparata, questa torba produce un effetto eguale a quello del carbon fossile, quando si impiegano 25 di torba per 1 di carbon fossile in peso, oppure 8 di torba per 1 di carbon fossile in volume. Per ottenere un forno capace di abbruciare nello stesso tempo otto volumi di torba, in luogo di un volume di carbon fossile, si è dovuto darvi le seguenti dimensioni.

	Lunghezza	1,10	
Focolare	Larghezza	0,84	
	Altezza	0,84	
Sezione al ponte	Larghezza	0,84	
	Altezza all'asse	0,29	
	Altezza sui bordi	0,22	
Aia	Larghezza	1,88	
	Larghezza in faccia alla porta.	0,84	
	Altezza dall'aia alla volta.	0,57	in faccia alla porta di lavoro.
Rampante	Lunghezza	0,29	
	Altezza	0,14	
Cammino	Sezione	0,42	di fianco.
	Altezza	1,40	

Il *puddlage* si eseguisce come all'ordinario coll'aggiunta di battiture e di scorie. La carica è di 125 kil. di ghisa, essa cala 6 ad 8 per 100 del suo peso nella operazione. Questa calo sembra valutato troppo poco; ma si ritrova del resto nella lavoratura dei loppini, che sono riscaldati in un forno d'affinazione col carbone di legna. La perdita in questa seconda operazione è di 25 a 28 per 100.

Si può stabilire il conto nel modo che segue:

Ferro lavorato.	100 k.
Ghisa adoperata	140 a 150 k.
Torba 1,16 m. c. = 290 k.	870,000 calor pel <i>puddlage</i> .
Carb. di legna 0,68 m. c. =	
100 k. = ...	700,000 calor per la lavo-
	razione dei loppini.
	1,570,000 calor.

La stessa ghisa affinata alla tedesca, col solo carbone di legna dava i seguenti risultati:

Ferro lavorato. 100 kil.

Ghisa adoperata 140

Carbone di legna 1,43 m. c. = 214 k. = 1498,000 calor.

Non si è dunque ottenuta una economia reale sul combustibile adoperando la torba; ma si ottiene tre volte più di ferro che in un solo fuoco di fucina ordinario. La consumazione di combustibile diminuirebbe senza dubbio, se si studiasse meglio questa operazione. Non si può considerare ciò che precede se non come un primo fatto, che mostra la possibilità del *puddlage* colla torba. Ulteriori tentativi potranno determinare le condizioni le più vantaggiose.

2868. Ritorniamo ora sul complesso dell'operazione del *puddlage*, o piuttosto su quella dell'affinazione inglese in generale. Vi si forma, come può vedersi, tre specie di scorie e tre specie di prodotti metallici; le scorie delle affinerie ed il *fine-metal*; le scorie del *puddlage*; ed il ferro *puddlé*; le scorie delle *chaufferie* ed il ferro finito. L'analisi di alcuni di questi prodotti è già stata data, ed ora non ci occuperemo che delle scorie. Il signor Berthier ha dato l'analisi delle tre varietà che si sono indicate,

	Scorie delle affinerie.	Scorie del <i>Puddlage</i>	Scorie delle <i>chaufferie</i> .
Silice	27,6	36,8	42,4
Allumina	4,0	1,5	3,3
Protossido di ferro	61,2	61,0	52,0
Acido solforico	7,2	0,0	0,0
	100,0	99,3	97,7

Queste analisi presentano in generale la composizione delle scorie crude, come si è di già osservato, e ciò dipende dell'aia in sabbia su cui giacciono le materie, almeno nelle due ultime operazioni.

Si vede poi qui, a causa della divisione della operazione la maniera con cui il fosforo è separato dalla ghisa; è evidente che specialmente nelle raffinerie si eseguisce questa separazione. Fondandosi su tale analisi e sopra risultati analoghi, il signor Berthier ha stabilito che il fosforo fosse uno dei primi corpi che si ossidavano nel processo dell'affinazione in generale. La sua tendenza a convertirsi in fosfato di protossido di ferro, spiega abbastanza questa pronta ossidazione, che si opera sempre al momento in cui la ghisa cade in gocce, a traverso della corrente d'aria rovente delle fucine.

Acciai.

2869. Riemann considerava come acciaio qualunque ferro che riscaldato a rosso ed immerso celeremente nell'acqua fredda, diviene più duro di quello che lo era prima di subire questa operazione. Siffatta definizione è ora generalmente adottata. Si vede però, che tra gli acciai propriamente detti che acquistano una tempera dura ed i ferri che non ne prendono sensibilmente, si devono trovare molti intermediarii; e sono i *ferri acciaio-si*. Si distinguono quattro specie di acciai propriamente detti, che si chiamano *acciai di cementazione*, *acciai di fucine*, *acciai fusi* ed *acciai damascati*.

2870. *Acciai di cementazione*. La cementazione è una operazione per la quale si acciaia il ferro ladino. Si cementano dei piccoli pezzi di ferro alla superficie e per una grossezza assai limitata con un processo noto da molto tempo sotto il nome di tempera *in paquet*. Si pongono entro casse di lamiera, di ghisa o di terra, dei pezzi di ferro che si vogliono acciaiare; si involuppano in un cemento composto di carbone polverizzato, di fuliggine, di ceneri e di sal marino. Si investono le casse di argilla, e si pongono in una fucina od in un forno a riverbero. Dopo alcune ore di una temperatura elevata, il ferro è acciaiato alla superficie. La cementazione in fabbrica non diversifica da questo processo che per modificazioni opportune per le grandi masse che trattasi di cementare.

Si fa uso indifferentemente per la cementazione dei crociuoli, o di casse di mattoni refrattari. In certe officine inglesi, esse sono di gres. Le dimensioni di una cassa o di un crociuolo sono variabilissime. La durata dell'operazione varia tanto a causa del volume dei pezzi di ferro, quanto a causa delle dimensioni delle casse.

Quest'ultima circostanza non ha bisogno di spiegazioni; in quanto alla prima basta di indicare che Réaumur si è assicurato che bastano dodici ore per cementare una barra di 7 mill. di grossezza, e che non vi vuol meno di 36 ore per cementare sino al centro una barra di una grossezza doppia.

Il ferro allo stato solido, sottoposto al contatto del carbone ad una temperatura elevata, si combina con lui, e si converte in acciaio molto prima di cangiarsi in ghisa. Questo ultimo cangiamento non può effettuarsi in modo rapido se non in quanto il ferro abbia subito una intiera liquefazione. Un calore intenso e sostenuto, ma incapace di fondere il ferro, può però, in contatto del carbone, trasformarlo in un composto assai crudo, che perde la sua tenacità a misura che l'operazione si prolunga. Si può dunque ammettere che è facile di fabbricare colla cementazione l'acciaio il più duro molto vicino alla ghisa, o l'acciaio il più dolce molto vicino al ferro duro, regolando convenientemente la temperatura e la durata dell'operazione.

L'acciaio di cementazione è inferiore agli altri, a causa senza dubbio della difficoltà che prova il carbonio a muoversi nell'interno del ferro, che non può passare in modo uniforme allo stato di acciaio. La combinazione non effettuandosi che per istrati, le parti esterne sono di già acciaiate mentre il nocciolo è ancora allo stato di ferro dolce; e le prime sono cangiate in acciaio duro, quando quest'ultimo incomincia a divenire acciaio molle; si avvicina alla ghisa quando finalmente il nocciolo passa allo stato di acciaio ordinario.

Non si può diminuire questa ineguaglianza che coll'operare sopra del ferro sottile; ma se si oltrepassasse un certo limite, le lamine entrerebbero in fusione. Per rendere l'acciaio di cementazione più omogeneo, non si possono adoperare che due metodi. Il primo consiste nel fonderlo, ed è ciò che forma la base dell'acciaio fuso; il secondo consiste nel mescolare gli strati colla malleatura ripetuta; ma questa non può eseguirsi che in certi limiti, sotto pena di abbruciare il carbone dell'acciaio, e di ricondurlo allo stato di ferro.

2871. Nei forni di cementazione, il pezzo principale è una cassa che contiene il ferro da cementarsi. Sono costrutti in modo che le casse vi sono riscaldate uniformemente; si gradua dunque la temperatura con registri che servono ad aumentare od a diminuire la corrente.

Dovendo la fiamma inviluppare le casse da tutte le parti, queste non possono riposare sull'aia del forno nè addossarsi colle pareti; si pongono sopra sostegni di mattoni che le isolano dal suolo.

Queste casse sono fisse e legate al forno; sarebbe troppo difficile di estrarle e di rimetterle a posto: esse sono fatte di mattoni o di argilla molto refrattaria; si fanno al principio seccare all'aria atmosferica; si espongono in seguito ad un calor dolce, si lasciano raffreddare, si visitano e si restaurano. Bisogna, in fine esaminarle dopo ogni cottura con attenzione, poichè la più piccola crepatura potrebbe produrre i più cattivi accidenti.

Le casse fatte con mattoni refrattarii lunghi, larghi e congiunti ad incastri, non danno alcun passaggio all'aria atmosferica, quando si è usata la cura di interporre un poço di luto argilloso negli incastri, e di riparare le crepature di mano in mano che si manifestano, e in questo caso sono assai limitate.

2872. Quando le casse sono poste nel forno, gli operai le ricompieno di strati alternativi, della sostanza carbonosa, nota sotto il nome di *cemento*, e di barre piccole di ferro, avendo cura che le barre non si tocchino affinchè rammollite dal fuoco non aderiscano nè tra loro nè alle pareti delle casse. A misura che si stratifica il ferro, si dispongono le barre di *campione*, di cui una estremità che esce dalla cassa è rivestita d'argilla, onde non sia alterata dal fuoco. Questi campioni servono a giudicare dello stato dell'operazione. Se ne estrae una di tempo in tempo e si assaggia. Si deve evitare di portare la temperatura del forno non solo sino alla fusione del ferro, ciò che sarebbe difficile ed anche impossibile, per la costruzione dell'apparato, ma anche sino al grado di fusione dell'acciaio.

Bisogna fare scelta di un buon ferro per ottenere un acciaio di cementazione di buona qualità. In Inghilterra in generale, l'acciaio di cementazione è fabbricato col ferro di Svezia. Le figure 1, 2 e 3, tav. 74, mostrano la disposizione del forno di Sheffield. È rettangolare, e coperto da una volta ad arco di *cloître*. Contiene due casse di cementazione in mattoni, od in gres refrattario. Sono poste da una parte e dall'altra della gratella; questa occupa tutta la lunghezza del forno. Il fondo delle casse è quasi al livello del suolo, in modo che non occorre di innalzare molto le barre per caricarle nel forno.

La fiamma s'innalza tra le due casse; passa al di sotto e circola all'ingiro per canali verticali ed orizzontali *dd*; escè dal forno per una apertura *n* fatta al centro della volta, e pei buchi *tt*, che comunicano co' cammini posti negli angoli. Alcuni forni sono notevoli per un maggior numero di cammini disposti simmetricamente attorno al massiccio di muro; in altri le pareti sono attraversate da una specie di spiragli che si chiudono durante il riscaldamento, e si aprono all'epoca del raffreddamento.

Tutto il forno è posto in un vasto cono di mattoni di 25 a 30 piedi di altezza, aperto nella parte superiore. Questo cono aumenta la corrente, la regolarizza, e trasporta il fumo fuori dello stabilimento.

Il forno ha tre porte; due *TT*, fig. 3, al di sopra delle casse, servono ad introdurre ed estrarne le barre; hanno 6 a 7 pollici quadrati. Si pone in ciascuno di esse un pezzo di lamiera piegata sui lembi, e su cui le barre scorrono senza guastare il muro. Un operaio entra per la porta di mezzo *p* per mettere a luogo le barre; finalmente, pel buco *s*, fig. 1 e 3 fatto nelle pareti delle casse, si estracono le barre d'assaggio.

Le barre sono disposte per letti, con carbone di legna in polvere, entro le casse di cementazione; esse hanno circa 3 pollici di larghezza sopra 4 linee di grossezza. Non si deve avvicinarle troppo tra loro, onde non si saldino insieme. L'ultimo strato, col quale si termina il riempimento delle casse, è formato di argilla, ed ha 5 o 6 pollici di altezza.

Si riscalda gradatamente; il maggior calore non si manifesta che dopo otto o nove giorni; il raffreddamento che deve essere lento affinchè la cristallizzazione dell'acciaio non sia sconcertata, dura cinque o sei giorni, e l'operazione diciotto a venti giorni; qualche volta anche di più, secondo la qualità dell'acciaio che si vuole fabbricare. Si cessa dall'alimentare il fuoco quando non si vede più alcuna traccia di ferro nei pezzi d'assaggio. A Sheffield si consuma circa 13,000 k. di carbon fossile per operazione. Ogni cassa contiene 5000 k. di ferro, in tutto, 10,000 k.

Quando il ferro è ben puro e la superficie ben netta, aumenta in peso di quattro o cinque millesimi nelle operazioni in grande. È facile di vedere che è principalmente tale il risultato indicato dall'analisi.

Le barre d'acciaio di cementazione presentano delle bolle, tanto più grandi e più numerose quanto più il

ferro adoperato alla cementazione era meno duro nel suo stato greggio; questo acciaio si chiama *acier poule* e questa circostanza spiega il nome che ha ricevuto. Tali bolle sono in generale attribuite alle scorie, miste col ferro; il carbonio che le incontra, decompone la silice o gli ossidi che le formano, e produce uno sviluppo d'ossido di carbonio. Ma queste scorie accidentali dovrebbero incontrarsi in tutti i ferri, e si sa che non tutti si coprono di bolle. Non è forse piuttosto che il ferro, come il rame, può penetrarsi d'ossido di ferro e che i ferri molli sono in questo caso? Si è questo ossido che colla sua riduzione determinerebbe la produzione delle bolle. Il ferro duro, al contrario, è meno soggetto a rigonfiarsi, quando si cementa; qualche volta anche non presenta alcuna rigonfiatura; e ciò si concepisce, poichè la sua durezza è un indizio della presenza del carbone, che non può coesistere colle sostanze ossidate. Sarebbe nello stesso caso del rame che contiene del carbone, ed in cui la presenza di questo corpo esclude quella del protossido di rame, come si può dedurlo dai fatti generali della chimica.

2873. Si è variata singolarmente l'opinione sulla natura dei cementi i più convenienti. Sembra che in ultimo risultato il carbone solo meriti la preferenza.

Si è studiata molto l'azione del sale marino, che per antico uso si considera come favorevole ad una buona cementazione. Due circostanze possono spiegarne gli effetti. La prima consiste nell'azione che il sale in vapore esercita sulle pareti della cassa. Vetrificando la sua superficie fa l'ufficio di un luto che si oppone all'accesso dell'aria. La seconda si è il rammollimento del cemento stesso e la facilità che acquista il carbone di muoversi in una massa rammollita. Rinmann ammette che il sal marino rende agio l'acciaio, ciò che è possibile, poichè può in molti modi cedere qualche traccia di sodio al ferro.

Si adopera di rado il sal marino attualmente, ma si fa uso ancora di un decimo di ceneri che possono agire in modo analogo pei cloruri che contengono. La loro quantità però è sì debole, che si ha difficoltà ad attribuirvi qualche effetto meccanico notabile.

La fuliggine che viene introdotta spesso nei cementi deve avere un'azione assai utile, presentando del carbonio molto diviso e daudo col calore dei gaz carburati e del sale ammoniacale in vapore, che avvivano prontamente la superficie del ferro.

Si può presumere che il carbone il più fino sia il più opportuno per la cementazione e che quello che contiene delle sostanze saline fusibili convenga ancor meglio.

Nella pratica però si trova che il carbone deve essere adoperato in polvere grossolana, ciò che è assai difficile di spiegarsi, se non col supporre che ne risulti una cementazione più lenta, e quindi più uniforme. Il carbone in polvere fina darebbe forse delle barre troppo acciaiate alla superficie.

Quando il carbone ha di già servito, si cangia, al contrario, in un cemento troppo lento. Non si può introdurlo che in dosi limitate nelle casse col carbone nuovo. È un risultato necessario della modificazione isomerica sviluppata dal calore; si sa che il carbone ne diviene più coesivo.

Il miglior cemento per la tempra in pacchetti consiste secondo Rinman, in quattro parti di carbone polverizzato, tre di fuliggine, ed una di enoio carbonizzato. Sembra che facendo uso di carbone animale, che è più ricco in prodotti salini, si cangi il ferro in acciaio più prontamente che col carbone di legna; se ne fa uso per questa ragione con molto vantaggio per la tempra in pacchetti.

2874. In luogo di aumentare la durezza dell'acciaio alla sua superficie, si può aver bisogno di rammollirlo preservandolo però dell'ossidazione. Questa curiosa operazione si eseguisce sulla barra o sulla lastra d'acciaio con una cementazione inversa. A questo effetto, si involuppa con uno strato di limatura di ferro di 9 a 10 linee di grossezza, ponendola in una scatola di ghisa che si luta perfettamente, e che si espone per quattro o sei ore ad un calor bianco continuato; si lascia in seguito cadere il fuoco. Per impedire l'accesso dell'aria, si copre la scatola con carbone ridotto in polvere fina. Questo è il processo che si adopera per preparare l'acciaio che deve essere lavorato col bulino, o che si destina a ricevere delle impronte per semplice pressione. Dopo questo lavoro si tempera in pacchetti per ridonarvi tutta la sua durezza; vale a dire, si riscalda col carbone animale, entro vasi perfettamente chiusi.

2875. *Acciaio di fucina.* La ghisa composta di ferro di carbonio di silicio, come l'acciaio, ma più caricata di questi due ultimi corpi, venendo riscaldata col contatto dell'aria, può perderne una parte e convertirsi in tal modo in una specie di acciaio noto sotto il nome di *acciaio naturale* o di *acciaio di fucina*.

Vi sono poche differenze tra i focolari adoperati alla fabbricazione dell'acciaio di fucina e quelli che servono alla fabbricazione del ferro col metodo catalano, o col'affinazione col carbone di legna.

Il trattamento a cui si sottopone la ghisa per convertirla in acciaio senza trasformarla in ferro, è dunque una affinazione che bisogna condurre lentissimamente, affinchè si possa sospendere l'operazione tosto che si vede che l'acciaio è giunto al grado conveniente.

Nell'affinazione per l'acciaio il bucolare, che è inclinato, rende l'ossidazione più difficile durante la fusione e più facile dopo. Tutto vi è calcolato per ottenere un prodotto uniforme d'una operazione in cui non si ha altra direzione che la pratica.

La massa di ghisa non deve essere sollevata durante l'affinazione, se ne favorisce la depurazione colla costruzione dei focolari. Il crociuolo deve essere poco profondo e il bucolare tanto più inclinato quanto più la ghisa è carbonata; il vento è fortissimo, ciò che rende la fusione rapida, e previene l'affinazione della ghisa durante la fusione. Si cerca con ciò di conservarvi la maggior liquidità possibile affinchè il carbonio possa ripartirsi in modo uniforme.

È probabile che sia principalmente lo stato del carbonio che contiene, che rende la ghisa bianca più propria per la fabbricazione dell'acciaio. È difficile in fatti nel trattamento della ghisa grigia di distruggere le grafite. È utile di imbiancarla preventivamente; non se ne diminuisce il calo ma si economizza il tempo ed il combustibile.

2876. Si trattano per acciaio delle ghise grigie nella Westfalia e nella Slesia. I fuochi vi sono montati nel modo seguente secondo il signor Karsten.

Lunghezza del crociuolo o distanza dalla *varme*

al contravvento 0^m, 62

Lunghezza o distanza del lattaiole alla *rustina* 0, 78

Profondità dal fondo sino al vento 0, 15

La *varme* inclina di 8 a 12 gradi nel fuoco; il bucolare oltrepassa questa lastra di 0^m, 10. La distanza del bucolare alla *rustina* è di 0^m, 26.

Il fondo è formato d'ordinario di 4 pezzi di gres di 0^m, 5 a 0^m, 6 di grossezza, che riunendosi al centro, sono congiunti in modo che questo punto si trova di 11 millimetri più basso del contorno del crociuolo.

La *haire* e la *varme* hanno una stessa altezza, ma il

contravvento ed il lattaiolo sono di 20 a 26 cent. più elevati dei due primi secondo la natura del combustibile; poichè quanto più il carbone è cattivo, tanto più si deve dare della profondità al fuoco.

Il contravvento è inclinato di 2 a 3 gradi al di fuori; per la facilità della manovra è sormontato da un'altra lastra di 7 a 10 cent. di altezza, inclinato di 0^m, 07 a 0^m, 10 nel fuoco per concentrare il calore e per impedire che si comprimano i carboni che si trovano da questo lato del crociuolo.

Il bucolare, la cui apertura ha 32 mil. di larghezza, sopra 13 millimetri di altezza, è inclinato di 5 a 10 gradi. Si mette attorno al fuoco delle ceneri e dei minuti carboni.

Il gres che serve di aia deve avere una grana fina e deve resistere al calore senza fondersi. Se è di buona qualità, si possono fare 8 o 10 loppè nel crociuolo prima di cangiare il fondo; ma accade di rado che sostenga 4 o 5 affinazioni successive; accade anche qualche volta che si rompe alla prima.

Questa pietra non può essere supplita da una lastra di ghisa, perchè il metallo vi si attaccherebbe, e d'altronde sarebbe prontamente danneggiata dallo strofinamento continuo delle barre.

2877. Incominciando il lavoro, si fa fondere col primo pezzo di ghisa, una piccola quantità di battiture e di scorie ricche per tappezzare il fondo; gli altri frammenti di ghisa messi da prima sull'aia del focolare e riscaldati preventivamente vengono posti ad uno ad uno nel fuoco presso il contravvento in direzione verticale.

Il primo pezzo di ghisa che pesa 12 kil. si abbassa a poco a poco nel liquefarsi, poichè il vento non può agire che sulla sua estremità inferiore; se tardasse a fondersi si avvicinerrebbe un poco al bucolare inclinandola. Si devono attivare fortemente i mantici, produrre un vento rapido, e dare al metallo una perfetta liquidità. In seguito si rallenta la corrente d'aria, si getta un poco di battiture nel fuoco, e si agita la massa con una barra sino a che divenga pastosa.

Si pone allora nel fuoco un secondo frammento di ghisa di già riscaldato a rosso; vi si dà una posizione verticale come al primo, e si aumenta ancora una volta la celerità del vento. Il secondo pezzo che pesa d'ordinario 15 kil. trasporta nella sua fusione la massa intera che di pastosa che è, ridiviene liquida. Se si vede allora

che conservi molta crudezza, vi si aggiunge una piccola dose di scorie ricca, ciò che però si deve evitare più che si può.

Si rallenta ancora il vento. tosto che la ghisa è liquefatta, si agita sino a che si cangi in una pasta spessa. Ma bisogna evitare che divenga troppo dura coll'affinarsi e che essa non si attacchi al fondo del crociuolo.

Il terzo frammento di ghisa, pesante 20 a 25 kil. deve essere trattato come i precedenti. Tutta la massa riprende lo stato liquido; vi si aggiunge un poco di battiture, agitando con forza, e si rallenta pochissimo l'azione delle macchine soffianti. Se si vede allora che il ferro si attacchi al fondo, che divenga malleabile e che produca delle scorie dolci, si dà un colpo di vento molto rapido, si agita la materia continuamente affine di far nascere una viva effervescenza. Dopo che si è continuata l'agitazione per qualche tempo, la materia si abbassa ed il metallo si riunisce in forma di una focaccia; non si desiste dal lavorarla sino a che non sia più possibile di farvi penetrare la barra.

Si avvicina allora il quarto pezzo di ghisa che pesa una quindicina di kil., e che si pone nel fuoco verso il centro della focaccia, in modo che quest'ultima intaccata dalla ghisa solo nel mezzo, si trova forata sino al fondo, mentre i lembi restano intatti; il vento assai rapido durante la fusione deve essere moderato in seguito. Si rinnova il rimescolamento e si continua sino a che il sobbollimento che è ricomparso abbia cessato e che la massa si trovi abbassata. Si tratta nello stesso modo il quinto pezzo di ghisa; spesso anche se ne fa liquefare un sesto. Si deve durante l'ultimo rimescolamento dare sempre il vento più forte; ciò non ostante si rallenta la celerità della corrente d'aria se si vede che formi un buco al centro della loppa.

2878. Per impedire che la loppa d'acciaio non si copra di uno strato terroso, si deve fermare il vento ad una epoca conveniente. Si riconosce questo momento sia dalla consistenza della massa, sia alle scorie dolci che si attaccano alle aste di ferro.

Tosto che i mantici cessano d'agire, si levano via le ceneri e i carboni, si scopre la focaccia che si lascia raffreddare, un poco affinchè non se ne stacchino de' frammenti; si immerge in seguito un'asta a colpi di mazza nel crociuolo a traverso del buco del *chio*, e si è col mezzo di questa barra che si giunge a sollevare la loppa

attaccata fortemente a tutte le lastre del contorno. Si taglia in sei, sette od otto pezzi di forma piramidale, e le cui punte si riuniscono al centro, perchè l'acciaio è sempre un poco più duro verso le estremità. I pezzi precedentemente ottenuti si lavorano durante la fusione; convertiti in barre di 32 millimetri di grossezza, vengono dati agli affinatori.

Il consumo del carbone è grandissimo, ascende qualche volta a 2, 4 metri cubici, per 100 kil. d'acciaio. Il calo varia secondo la qualità della ghisa e la destrezza degli operai. Il prodotto in acciaio non ascende spesso che a due terzi della ghisa; qualche volta, quando è di qualità eccellente, quattro parti possono darne tre di acciaio.

Si ottiene in un fuoco per settimana 1250 kil. di acciaio greggio.

Ogni focolare non è servito che da un maestro, un martellatore ed un garzone.

2879. Quando si tratta di affinare delle ghise bianche lamellose, l'andamento dell'operazione è lo stesso, ma le cariche sono più forti, l'operazione più facile, e l'acciaio riesce generalmente di miglior qualità.

Quando il crociuolo è riempito di carbone ed il fuoco ben acceso, si carica una badilata di scorie ricche, indi un pezzo di ghisa di 15 a 20 kil. Quando dopo la sua liquefazione che è rapida, si riconosce che è indurita coll' affinazione, si carica un secondo prisma di ghisa del peso di 32 a 40 kil. Il miscuglio si liquefa, l'affinazione torna ad incominciare e si aggiunge un terza carica del peso di 32 a 40 kil. Questi fenomeni si ripetono, e si carica successivamente ancora quattro prismi di ghisa di 30, 20, 15 e 12 kil. Si vede che le cariche vanno diminuendo. Si fermano indi i mantici, si levano via le scorie e si esamina la loppa. Quando è in buono stato la si estrae per mallearla. Pesa ordinariamente 260 kil.

100 parti di ghisa ne rendono 75 d'acciaio.

Per la formazione delle trafile si prepara un acciaio naturale, al quale si dà il nome di *acier sauvage*, è estremamente duro, non saldabile ed anche sprovvisto di malleabilità; è un prodotto intermediario tra la ghisa e l'acciaio.

2880. Gli acciai di ghisa o di cementazione non possono essere versati in commercio senza essere stati sottoposti all'affinazione. Ne divengono più omogenei, più tenaci, più elastici, ma anche meno duri; specialmente

quando questa operazione si ripete molte volte, perchè il metallo perde una certa quantità di carbonio che si abbrucia pel contatto dell'aria.

Per affinare questi acciai si battono da prima le barre in lastre di 63. centimetri di lunghezza sopra 4 di larghezza; si temperano coll'acqua fredda e si riuniscono in fasci. L'operaio che eseguisce questa operazione deve avere una perfetta cognizione degli acciai per distinguere con certezza le loro diverse varietà coll'ispezione della frattura, e per formare i fasci in modo che le lastre dure siano mescolate colle lastre più dolci. Ogni fascio, tenuto con una tanaglia, viene da prima riscaldato a rosso; vi si sostituisce indi un altro, e si espone il primo ad una temperatura più elevata, dove deve ricevere il grado di calore bianco saldante; si getta su di esso allora dell'argilla in polvere fina che produce un involuppo di scorie, affine di prevenire l'ossidazione del ferro e la combustione del carbonio. Dopo di aver ricevuto un calore saldante il fascio viene malleato in una barra quadrata di 4 centimetri di grossezza. Per affinarla una seconda volta, vi si dà un colpo di forbice nel mezzo, si piega, si saldano le due parti insieme, e si forma la barra. Si ripete qualche volta questa operazione tre od anche più volte.

Le fucine di affinazione sono di due fuochi di fucina, con più bucolari disposti sopra una linea, affinchè il calore ricevuto dal fascio sia uniforme per tutta la sua lunghezza; sono coperte da una volta per impedire le perdite di calore, ciò che vi dà l'apparenza di un forno; sono alimentate e col carbone di legna e col carbon fossile.

Si danno qualche volta all'acciaio affinato delle denominazioni particolari. Ciò non ostante, nella maggior parte delle officine, si designano col nome di acciai di 1, 2 e 3 marc. Si pagano in proporzione del numero di affinazioni che hanno subito.

Il calo è assai notevole, ascende per ogni affinazione a 10 ed anche 15 per 100; si consumano due ettolitri per 100 kil. di acciaio affinato.

2881. Si fabbrica nei Pirenei ed altrove col mezzo delle fucine catalane, un'altra specie di acciaio che potrebbe essere a bon diritto chiamato acciaio naturale; poichè è quello che si ottiene con modificazioni le meno numerose del minerale. Il crociuolo è presso a poco lo stesso come se si trattasse di produrre del ferro. Ciò non

ostante se ne modifica un poco le proporzioni. Ecco quelle che si preferiscono.

Larghezza al fondo del crociuolo	0, = 48
Lunghezza id.	0, 54
Larghezza al livello dell'area	0, 60
Profondità del crociuolo	0, 84
Altezza del bucolare	0, 46
Altezza del buco del <i>chio</i>	0, 06
Sporto del bucolare	0, 16
Inclinazione del bucolare di 38° a 39°	

Il crociuolo è in generale più piccolo per l'acciaio che pel ferro: ciò non ostante la profondità è presso a poco la stessa; il bucolare sporge egualmente in entrambi i casi, ma è assai più inclinato per l'acciaio che pel ferro. Questa inclinazione è molto essenziale. Da questa disposizione risulta che si perde meno vento, che la combustione è più attiva e la temperatura più elevata verso il fondo del crociuolo. Questi effetti sono tanto più forti in quanto si abbrucia più carbone e si mette meno minerale per fare l'acciaio che per ottenere del ferro. Si aggiunge poco *greillade*; si colano le scorie quasi continuamente in modo che i grumi di ferro ridotto si trovino immediatamente in contatto coi carboni; l'operazione dura più a lungo, e verso la fine l'operaio riunendo i grumi di ferro, comprime contro essi i carboni colla sua barra. Il *cinglage* si fa d'altronde come pel ferro, le barre formate vengono gettate nell'acqua fredda per temperarle.

Per eseguire un'operazione si getta nel crociuolo il carbone acceso procedente dal lavoro precedente, e si aggiunge del carbone di pino sino all'altezza del bucolare. Al di sopra si mette uno strato di polvere di carbone umido, in seguito si carica con carbone verso la varme, e con minerale misto con carbone verso il contravento. La carica è di 237 kil.; si ricopre il minerale con carbone umido e si dà il vento. L'operazione è condotta come pel ferro. A capo di un'ora ed un quarto si colano le scorie per la prima volta; si fora in seguito il buco del *chio* ad intervalli molto vicini. L'operazione dura sei ore e mezzo e fornisce 150 kil. d'acciaio greggio ridotto in barre. Siccome si è aggiunto, durante l'operazione 121 k. di *greillade*, si vede che 358 k. di minerale danno 150 k. di acciaio greggio col consumo di 525 k. di carbone. Il peso del carbone consumato è dunque di 147 per 100 di minerale e di 348 per 100 di

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 569

acciaio greggio ottenuto, ed il minerale rende il 42 per 100 d'acciaio greggio. Le cariche possono ascendere sino a 450 kil. di minerale.

Le barre d'acciaio temperate dopo il *cinglage* sono a grana molto grosse, e sembrano poco omogenee; esse devono essere scelte ed affinate.

L'affinazione si eseguisce in un edificio che contiene un maglio piccolo ed un piccolo focolare ad altezza di appoggio al quale il vento è fornito da una tromba. Ecco la dimensione di questo focolare.

Lunghezza	0, m 38
Larghezza	0, 32
Altezza del contravvento	0, 38
Altezza del vento	0, 24

Il bucolare è orizzontale e posto nel mezzo del focolare; ha un'apertura per lo scolo delle scorie. L'operaio affina il focolare di carbon fossile umido, lasciando sul di dietro un buco pel passaggio del fumo; indi dà il vento.

Prima di formare i fasci, l'operaio lavora qualche asticciola di acciaio greggio, la tempera, la rompe, esamina la grana, e riconosce in tal modo la natura dell'acciaio. Dopo diversi assaggi di questo genere fatti sopra diverse barre, classifica le altre ad occhio, confrontandole colle prime.

Formato il fascio viene preso con tanaglie e introdotto sotto la volta di carbon fossile incandescente, lo si pone sotto del bucolare, in modo che il vento non possa percuoterlo. Quando è caldo si aggiunge con un piccolo badile un miscuglio di sabbia e di battiture d'acciaio, che fonde immediatamente e si oppone alla ossidazione delle barre. Il fascio divenuto di un rosso bianco, si mette sotto il maglio, ed è saldato a capo di tre riscaldamenti. Allora si taglia pel mezzo e si saldano di nuovo le due parti l'una sull'altra. Un operaio sussidiato da garzone affina per giorno 80 kil. di acciaio e consuma 160 kil. di carbone fossile. Il calo dell'acciaio è di 17 per 100.

2883. *Acciaio fuso.* È possibile a rigore di preparare l'acciaio fuso col liquefare il ferro duttile colla ghisa bianca la più pura. Le proporzioni di ferro e di ghisa, dipendono dalla natura di quest'ultima e dalle proprietà dell'acciaio che si vuol ottenere. Diviene più duro e più agro se si diminuisce la quantità del ferro duttile. Il signor Breant ha ottenuto con questo metodo dell'ottimo acciaio damascato.

Ma per eseguire questo processo in grande bisognerebbe disporre di una ghisa così pura, che non sarebbe forse possibile di ottenerla direttamente negli alti forni, e che bisognerebbe il più delle volte comporre con ferro duttile e con carbone. Bisognerebbe impiegare un grado di calore estremamente elevato ed i risultati sarebbero sempre incerti. E dunque preferibile di far uso di acciaio di cementazione come materia prima, anche sotto il rapporto dell'economia.

L'uso dell'acciaio fuso, generale in Inghilterra, si diffonde sempre più nel resto dell'Europa; si può dunque credere che fra poco l'acciaio di fucina non si preparerà più che nelle località che possiedono eccellenti miniere di ferro spatico.

In Inghilterra si prepara l'acciaio fuso in parte colle estremità delle barre d'acciaio di cementazione. Queste estremità più fortemente cementate che non il mezzo delle barre, costituiscono un acciaio agro ed improprio a tutti gli usi; ma è opportunissimo per la preparazione di un acciaio fuso duro e non saldabile.

Quando al contrario l'acciaio cementato che si adopera sembra troppo povero di carbonio, se ne aggiunge un poco nel crociuolo; ma d'ordinario si fa uso dell'acciaio di cementazione greggio e senza aggiunta. Si rompe quest'acciaio in pezzi che si collocano in un crociuolo d'argilla che si riscalda in un forno a vento ordinario. Questo forno ha 1 piede o 14 pollici di lato, e 2 piedi di profondità. Si chiude nella parte superiore con un disco formato di mattoni serrati in un telaio di ferro. (T. 74, fig. 4, 5, 6.)

Si costruiscono d'ordinario diversi di questi forni lungo un muro contro il quale si innalza un gran cammino. La loro parte superiore è al livello del suolo, ed hanno per ceneratoio comune una grande cavità di circa dieci piedi di altezza.

I crociuoli sono di argilla refrattaria; hanno 16 o 18 pollici di profondità e 5 pollici di diametro. Vi si fondono circa 40 libbre di acciaio in cinque ore. Quando l'acciaio è fuso riempie un poco più della metà del crociuolo. I crociuoli sono semplicemente chiusi con un coprecchio d'argilla e non possono servire a più di tre operazioni.

Non si abbrucia che del coke pesante; laonde si preferisce quello stato fabbricato nei forni; non se ne conosce il consumo.

Quando si estrae il crociuolo dal fuoco, si aspetta un momento prima di levar via il coperchio affinché acquisti un poco di consistenza per effetto dell'aria fredda. Levato il coperchio, si leva via uno strato leggero di scorie che si trova alla superficie del bagno d'acciaio; indi si fa la colata.

Si cola l'acciaio sotto forma di una barra quadrata; si tiene la forma verticalmente durante la colata, e tosto ch'è finita, un operaio vi pone un peso di ferro che impedisce al metallo fuso di escire dalla lingottiera col sobbollimento, ma che non è abbastanza pesante per aumentarne di molto la densità.

Si faceva altre volte un grande secreto della composizione del flusso destinato a coprire il metallo durante la liquefazione. È evidente che l'ossido di ferro che esiste alla superficie delle barre, agendo sul crociuolo, dà un silicato di ferro che basta a ricoprire la superficie del bagno.

2884. *Acciaio damascato.* Abbiamo di già fatto conoscere le circostanze che trasformano l'acciaio fuso ordinario in acciaio damascato. I processi di fusione essendo d'altronde i medesimi, non ritorneremo su questo proposito.

Stagnatura della ghisa; bande stagnate.

2885. La stagnatura della ghisa si ottiene coll'avvivare la superficie che si vuole imbiancare, col coprirla tosto di uno strato di sego, e coll'immergere i pezzi così preparati in un bagno di stagno fuso, la cui superficie è costantemente garantita da ogni ossidazione con uno strato di sego; si asciuga con un cencio di lana all'escire del bagno. In Inghilterra si adopera molto la ghisa stagnata. Si ottiene una stagnatura più solida che quella formata dallo stagno puro, col far fondere in un crociuolo un miscuglio di otto parti di stagno con una parte di ferro in limatura.

Il ferro destinato alla fabbricazione delle bande stagnate, e che si indica in Inghilterra col nome di ferro da stagno, deve essere della miglior qualità. Si prepara generalmente col carbone di legna, e si mette la maggior cura nella sua fabbricazione. Si tagliano le barre della lunghezza necessaria, e si riducono in seguito col laminatoio in foglie di una grossezza e di una forma conveniente. Si dà a queste foglie, colle forbici, le dimensioni domandate in commercio. A misura che l'operaio

taglia le foglie, le impila in lotti di 225 foglie. Le foglie di ferro passano nelle mani dell'avvivatore, che le piega ad una ad una nel mezzo, dandovi la forma di un A prima di metterle nel forno di avvivamento.

È chiaro che se si mettessero piane sull'aia del forno la fiamma non agirebbe che sopra una faccia di ciascuna foglia, mentre essendo piegate, agisce egualmente su entrambe.

Prima di metterle nel forno, si immergono le foglie per quattro o cinque minuti in un miscuglio di acido zolforico o idroclorico e d'acqua, in proporzioni di quattro libbre di acido e di ventiquattro d'acqua. Questa quantità d'acqua acidulata basta per 1,800 fogli.

Col mezzo di una barra di ferro, si portano nel forno riscaldato a rosso, e si lasciano sino a che il calore ne abbia staccate le scaglie di ossido.

Si estraggono le foglie, si pongono sopra un'area, dove si lasciano raffreddare. Si drizzano in seguito, e si spianano sopra un pezzo di ghisa. L'operaio riconosce dall'apparenza delle foglie, durante questa operazione, se sono state ben avvivate, poichè allora sembrano screziate di azzurro e di bianco, in qualche modo come la carta marmorata.

Siccome è impossibile di impedire che durante questa operazione, le foglie non si velino più o meno, si laminano una seconda volta tra un paio di cilindri di ghisa duri e molto lisci. Questa laminatura rende le due faccie delle foglie perfettamente unite, e vi dà una specie di pulimento. I cilindri hanno circa 30 pollici di diametro.

2886. Quando le foglie di ferro hanno subito questa operazione, si mettono, una ad una, entro troguoli ripieni d'acqua nella quale siasi fatta immergere della crusca per nove o dieci giorni, sino a che abbia acquistato un grado sufficiente di acidità. Mettendo le foglie una ad una, nei troguoli, si cerca di fare in modo che trovinsi in contatto da tutte le parti col liquore, si lasciano per dieci o dodici ore; ma durante questo tempo si capovolgono al meno una volta. Quando si estraggono da questo liquido, si immergono le foglie in un miscuglio di acido zolforico e d'acqua, in proporzioni che variano secondo i casi.

Il bacino nel quale si eseguisce questa operazione, è di piombo; il suo interno è diviso da lastre di piombo; ogni divisione può contenere 225 fogli. Dopo di avere

messo il miscuglio d'acqua e d'acido zolforico nei diversi compartimenti del bacino, vi si agitano i fogli per un'ora in circa, o meglio sino a che siano divenuti brillantissimi, e che non abbiano più alcuna di quelle macchie nere di cui sono coperti prima della loro immersione nell'acqua acidulata.

Questa operazione esige però qualche destrezza, poichè se i fogli restano troppo a lungo nell'acido, si appannano e diventano vesciculati, come dicono gli operai, ma la pratica fa bentosto conoscere l'epoca in cui si deve estrarli. Si accelera l'operazione, innalzando un poco la temperatura del bagno. Trenta o quaranta gradi centigradi bastano.

I fogli di ferro escendo dall'acido zolforico debole vengono posti nell'acqua pura, e nettati con canape e sabbia. Lo scopo di questa operazione è di levar via tutto il ruggine che avrebbe potuto rimanere alla superficie dei fogli; poichè essi non prendono lo stagno da per tutto dove si trova una particella di ruggine od anche di polvere; si mettono in seguito nell'acqua fresca per conservarli sino al momento della stagnatura, e preservarli dall'ossidazione; si è osservato che quando sono ben netti, non acquistano ruggine, nemmeno se si tenessero nell'acqua per un anno.

2887. Dopo queste diverse operazioni preparatorie, si procede alla stagnatura dei fogli.

Si mette in una caldaia di ghisa un miscuglio di stagno in pani e di stagno in grana sino a che ne sia quasi riempita, e quando è fuso, si aggiunge una quantità sufficiente di sego, o di grascia, per formare sul bagno uno strato di circa quattro pollici di grossezza.

Si porta il calore al maggior grado possibile senza accendere la grascia che copre lo stagno.

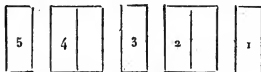
Un altro vaso riempito solo con grascia viene posto a fianchi del primo; si immergono uno ad uno i fogli preparati, come si è detto, prima di trattarli collo stagno; e quando il vaso ne è intieramente pieno, vi si lasciano un'ora; si sa che essi si stagnano meglio che quando vi rimangono meno a lungo.

Si fanno passare nel vaso a stagno colla grascia aderente alla loro superficie, e si dispongono verticalmente. Si mettono d'ordinario in questo trecento quaranta fogli, e vi si lasciano un'ora e mezzo affinchè siano bene staccati; ma qualche volta, richiedesi maggior tempo per compiere questa operazione.

Quando i fogli sono rimasti un tempo sufficiente nello stagno in fusione, si estraggono, e si collocano sopra un graticcio di ferro, affinché il metallo superfino possa scolare, ma ad onta di questa precauzione, ritengono sempre, quando sono raffreddati, più stagno del bisogno, che si leva via con una operazione susseguente che si chiama lavatura.

2888. Il lavatore incomincia a preparare un vaso di ferro ripieno quasi per intiero del migliore stagno in grana fuso; un secondo vaso contiene del sego in fusione puro, o del lardo esente di sale; un terzo che è vuoto contiene un graticcio per ricevere i fogli; ed un quarto non contiene che uno strato di stagno fuso dalla grossezza di un quarto di pollice. Lo schizzo seguente dimostra i diversi vasi nell'ordine col quale vengono disposti.

I fogli sono lavorati dalla dritta alla sinistra.



N.° 1 rappresenta il vaso a stagno;

N.° 2 il vaso da lavare con un compartimento;

N.° 3 il vaso colla grascia;

N.° 4 il vaso contenente solo un graticcio al suo fondo (1).

N.° 5 il *listing-pot*.

Il compartimento del vaso da lavare N.° 2 ha per oggetto di impedire che la *crasse* dello stagno vada nella parte del vaso ove si dà l'ultima immersione ai fogli. Adoperando dello stagno comune nella prima operazione della stagnatura, si forma una *crasse* che aderisce alla superficie delle foglie; e quando queste sono messe nel vaso da lavare, l'ossido se ne stacca, e copre la superficie del nuovo bagno; ma col mezzo del compartimento, l'operaio impedisce che si stenda su tutta la superficie del vaso. Quando questo compartimento non esiste, il lavatore deve schiumare il metallo fluido ogni volta che vi immerge un foglio.

Quando i vasi sono preparati convenientemente, il lavatore mette i fogli nel vaso chiamato vaso da lavare,

(1) Questo vaso è destinato a ricevere i fogli, a misura che l'operaio li ritira dal vaso colla grascia; non è riscaldato al di sotto.

e ripieno di stagno in grana fuso (1). Il calore di questa grande massa di metallo fonde tosto lo stagno che non è che aderente alla superficie dei fogli. Questo mescolandosi collo stagno del vaso, ne altera la purezza, in modo che quando si sono fatti passare 12.000 fogli di bande stagnate nel bagno di stagno in grana, si suole estrarne circa 300 libbre e sostituirvi eguale quantità di stagno in grana puro. Questi vasi contengono per ciascuno circa mille libbre di stagno. Lo stagno che si estrae dai vasi da lavare per sostituirvi del metallo nuovo, serve per la stagnatura.

2889. Quando i fogli sono estratti dal vaso da lavare, si nettano diligentemente sopra ogni faccia, con una spazzola di canape fatta espressamente.

Il lavatore estrae da prima un piccolo numero di fogli dal vaso da lavare, e li pone avanti a lui sul forno. Prende allora un foglio con tanaglia che tiene nella sua mano sinistra, e colla spazzola che ha nell'altra mano, strofina un lato del foglio; la rivolge in seguito, strofina dall'altro lato, e la immerge immediatamente una seconda volta nel vaso da lavare; indi senza abbandonarla colla sua tanaglia, la estrae tosto e la immerge nel vaso a grascia N.° 3.

Un lavatore abile se impiega bene il suo tempo, può lavare in dodici ore cinque mila seicento venticinque fogli, quantunque ogni foglio debba essere strofinato su entrambe le faccie, ed immerso due volte nel vaso dello stagno fuso. È facile di vedere il perchè i fogli debbano essere immersi due volte nello stagno fuso; si strofinano intieramente caldi, e se non si desse loro una seconda immersione, i segni della spazzola sarebbero visibili.

Il solo scopo del vaso colla grascia, è di levar via tutto lo stagno superfluo che può restare sui fogli; è un'operazione che esige molta attenzione. Durante il soggiorno de' fogli nella grascia, lo stagno, che è in uno stato di fusione, od almeno di rammollimento, si stacca in parte, e aderisce tanto meno alla loro superficie quanto più tempo restano nel bagno. Se i fogli dimorassero nella grascia più a lungo di quello che occorra, esigerebbero sicuramente una terza immersione nello stagno. D'altra parte, se i fogli dovessero essere ultimati senza passare nella grascia, essi riterrebbero troppo stagno e si formerebbero delle ondulazioni sulla superficie.

(1) Non si deve giammai adoperare in questo vaso lo stagno in grana; tutto lo stagno comune che è consumato in questa fabbricazione, è adoperato nella prima operazione.

È necessario di far variare la temperatura della grascia, che deve essere maggiore o minore secondo che i fogli sono più o meno grossi; poichè se, quando il sego è ad una temperatura conveniente per un foglio sottile, vi si immerge un foglio grosso, lo si estrae non già di colore dello stagno, come dovrebbe essere, ma di un giallo d'oro. In fatti, un foglio grosso contiene più calorico del sottile, e per conseguenza esige che il sego sia ad una temperatura più bassa. Se al contrario, si immergono dei fogli sottili in un vaso di sego preparato per fogli grossi, questo vaso non raggiungerebbe il suo scopo.

2890. Siccome i fogli vengono immersi nello stagno verticalmente, vi ha sempre dopo il raffreddamento, sul lembo di ciascuno di essi, un orlo di stagno che si deve levar via; a questo scopo un garzone prende i fogli quando sono abbastanza freddi per poterli maneggiare, e li pone ad uno ad uno sui loro lembi inferiori nel vaso N.° 5 che non contiene che una limitatissima quantità di stagno fuso. Quando l'orlo di stagno è fuso col mezzo di quest'ultima immersione, il garzone estrae il foglio e vi dà un colpo vivo con una verga; questo colpo fa eadere dal foglio lo stagno eccedente, il quale non lascia che una legger traccia nel luogo dove era aderente. Questa traccia, alla quale gli operai hanno dato il nome di *lisière*; si scopre facilmente su tutti i fogli delle bande stagnate del commercio.

Non rimane altro che pulire i fogli dal sego. Si ottiene l'intento col mezzo della erusca, ed a misura che sono puliti, si mettono entro casse forti di legno o di lamiera, fatte esattamente per riceverli.

2891. Daremo ora in poche parole la spiegazione di queste diverse operazioni. L'avvivamento è facile ad intendersi, come pure la stagnatura propriamente detta, che produce una vera combinazione della superficie del ferro collo stagno. Il foglio stagnato consta di tre strati distinti; ferro puro nell'interno; lega di ferro e di stagno; indi stagno puro alla superficie.

Si è per levar via questo stagno impuro che si immerge il foglio in un bagno di stagno puro. La parola *lavatura* applicata a questa operazione, è dunque giusta, poichè riveste la banda stagnata di uno strato di stagno puro.

Confronti dei processi impiegati nella fabbricazione della ghisa o del ferro.

2892. I processi ora descritti possono essere confron-

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO 577

tati sotto molti rapporti; le qualità del ferro, il prezzo, i consumi sono i dati principali cui si possono riferire tutti gli altri.

In quanto alla qualità del ferro, si ammette generalmente che il metodo inglese dà dei ferri meno buoni di quelli dell'antico processo. Si attribuisce questo difetto in parte all'uso dei cilindri che producono assai più ferro che non i magli, ma che danno un ferro men puro.

Relativamente al prezzo, ognuno sa che tutto il vantaggio è dal lato delle ghise o ferri preparati all'inglese. Per molto tempo almeno la cosa sarà in questi termini, poichè i carboni fossili sono ancora abbondanti mentre la legna tende a diminuire in tutti i paesi dove la popolazione aumenta.

Relativamente al combustibile consumato, riassumeremo qui alcuni dei dati che si hanno a questo riguardo.

2893. Nelle officine catalane, si valuta che per produrre:

Ferro in barre. . . . 100 kil.

Si consuma carbone. . . 333 = 2,331,000 cal.

Si vedrà che è un consumo oltrepassato abitualmente cogli altri processi; ma si sa che le officine catalane sono lungi dall'estrarre tutto il ferro.

2894. Ecco alcuni esempi di alti-forni col carbone di legna.

<i>Haute-Saône</i>	{ Ghisa ottenuta . . .	100 k.	
	{ Minerale	330	
	{ Castina.	65	
<i>Dordogne</i>	{ Carbone di legna . .	150	= 1,050,000 cal.
	{ Minerale	300 k.	
	{ Castina.	100	
<i>Côte d'or.</i>	{ Carbone di legna . .	170	= 1,190,000 cal.
	{ Minerale	275	
	{ Carbone di legna . .	168	= 1,176,000 cal.
<i>Couvin</i>	{ Minerale	300	
	{ Carbone di legna . .	128	= 896,000 cal.

2895. Relativamente all'affinazione, le cifre si sono migliorate da pochi anni. Quindici anni sono si valutavano i consumi nel modo seguente.

<i>Piccole officine.</i>	{ Ferro ottenuto . . .	100 k.	
	{ Ghisa adoperata . .	148	
	{ Carbone consumato .	330	= 2,310,000 cal.
<i>Metodo di Berry</i>	{ Ghisa adoperata . .	147	
	{ Carbone consumato .	270	= 1,890,000 cal.

Met. di F. Cobom { Ghisa adoperata . 148
 { Carbone consumato 250 = 1,750,000 cal.

In seguito queste quantità sono diminuite al meno per rapporto al carbone; noi riprodurremo qui i numeri che fanno seguito al prospetto precedente.

Haute-Saône { Ferro ottenuto . . 100 k.
 { Ghisa adoperata . 148
 { Carbone consumato. 330 = 2,210,000 cal.

Dordogne { Ghisa 140
 { Carbone 173 = 1,211,000 cal.

Côte d'or. { Ghisa 136
 { Carbone 180 = 1,260,000 cal.

Couvin { Ghisa 148
 { Carbone 165 = 1,155,000 cal.

2896. Nelle officine a carbon di legna ben dirette si possono ottenere i seguenti risultati.

Ghisa ottenuta 148 k.

Carbone consumato 190 k. = 1,330,000 cal.

Ferro che ne proviene . . . 100 k. =

Carbone per l'affinazione . 165 k. = 1,155,000 cal.

2,485,000 id.

Dal che si vede che per ottenere 100 kilog. di ferro ladino nelle officine a carbone di legna, si consumano realmente 355 kil. di carbone, equivalente a 2,500,000 calories in circa. Il consumo è spesso più forte, ma discende anche qualche volta a 330 kil. di carbone per le due operazioni riunite.

2899. Nei prospetti seguenti, i cui elementi sono tolti dalle informazioni assunte sui ferri, si trovano dei risultati analoghi a quelli che precedono. Dimostrano d'altronde, come si poteva aspettare, che il consumo del combustibile negli alti forni è piuttosto proporzionale alla massa da fondersi, che alla ghisa prodotta. Del resto si manca di dati esatti per fissare questo rapporto, che la natura più o meno refrattaria dei minerali può alterare di molto.

Consumo per 100 kil. di ghisa.

	Nievre.	Meuse.	Eure et Loire.	Meuse.	Ile et Vilaine.	Berry.	Eure.
	k.	k.	k.	k.	k.	k.	k.
Minerale	300	270	222	250	357	285	274
Castina	100	38	"	"	"	"	"
Carbone	190	160	120	160	180	189	182

Consumo per 100 kil. di ferro.

Ghisa	"	149	"	140	150	150	147
Carbone	"	258	"	220	270	200	176

2900. Relativamente al metodo inglese, non è sempre facile di dedurre dalle notizie che si hanno la vera quantità di combustibile consumato dalle operazioni chimiche, perchè quella che è applicata agli apparati meccanici vi si trova quasi sempre confusa.

Ecco alcune indicazioni per la fusione dei minerali, secondo il sig. Dufrenoy ed Elia di Beaumont.

	Ghisa ottenuta.	. . .	100 k.	
<i>Dudley</i> . .	Minerale		325	
	Castina		440	
	Coke		150 =	1,050,000 cal.
<i>Staffordshire</i> .	Minerale		384	
	Castina		143	
	Coke		192 =	1,344,000 cal.
<i>Shropshire</i> .	Minerale		279	
	Castina		52	
	Coke		225 =	1,561,000 cal.
<i>Galles</i> . .	Minerale		300	
	Castina		100	
	Coke		160 —	1,120,000 cal.

Le operazioni che subisce la ghisa nel metodo di affinazione inglese, sono troppo numerose perchè giovi considerarle isolatamente, riportando il suo consumo all'unità. Noi amiamo meglio presentarle in un complesso che offre l'incatenamento successivo delle operazioni necessarie per produrre 100 di ferro.

Ecco, secondo i signori Coste e Perdonnet, i risultati generali del lavoro inglese nello Staffordshire.

	k.	
Alti Forni	385,6 minerale crudo	} = 134,6 ghisa.
	85,0 castina	
	514,9 carbon fossile	
	100,8 carbon fossile.	

	k.	
Raffineria	134,6 ghisa	} = 121 metallo fino.
	86,2 carbon fossile	
	25,0 carbon fossile minuto.	

k.			
Puddlage	121	metallo fino	} = 110 ferro puddlé.
	110	carbon fossile	
	55	carbon fossile minuto.	

k.			
Riscaldamento	110	ferro puddlé	} = 100 ferro in barre.
	60,7	carbon fossile	
	50,7	carbon fossile minuto.	

Tenendo conto del combustibile consumato per la forza meccanica necessaria pei mantici, cilindri o martelli, si avrebbe :

	Carbon fossile.		Carbon fossile.
Alto forno . . .	514,7	suoi mantici	100,8
Raffineria . . .	86,2	id.	25,0
Puddlage . . .	110,0	Cilindri	55,0
Riscaldamento . .	60,7	id.	50,7
	<u>771,6</u>		<u>231,5</u>

Ciò che vale a dire che per una parte di ferro ladino, se ne consumano dieci di carbon fossile.

Per rendere questi risultati paragonabili a quelli delle officine antiche, bisogna lasciar da parte il lavoro meccanico del carbon fossile e convertire in coke quello realmente consumato sotto questa forma. Si ottengono allora i valori seguenti:

Alto forno . .	257,3	coke =	1,698,180 cal.
Raffineria . .	43,1	id. =	284,460 cal.
Puddlage . .	110,0	id. =	770,000 cal.
Riscaldamento	60,7	id. =	424,900 cal.

3,177,540 per 100 di ferro.

Nel Paese di Galles si valuta il consumo del carbon fossile ad otto volte il peso del ferro in barre, ciò che è al di sotto di un quinto della valutazione precedente, ma è probabile che il consumo per le macchine sia valutato troppo poco. Ecco la divisione di questo consumo, secondo i signori Dufrenoy ed Elia di Beaumont.

Alto forno	438	min. crude	} = 146 ghisa.
	146	castina	
	467	carbone fossile	
	50	carbon fossile minuto per torrefazione	
	50	carbon fossile minuto per mantici	

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 581

Raffineria. . .	146 ghisa	} = 126 fine metal.
. . .	29 carbon fossile	
Puddlage. . .	126 fine metal	} = 110 ferro puddlè.
. . .	126 carbon fossile	
Riscaldamento	110 ferro puddlè	} = 100 ferro in barre.
. . .	55 carbon fossile	

Facendo il conto in calories realmente applicate alle operazioni metallurgiche, si trova:

Alto forno. 233 k. coke	=	1,537,800 cal.
Raffineria. 15 k. coke	=	99,000 id.
Puddlage. 126 k. carb. fossile	=	882,000 id.
Riscaldamento 55 k. id.	=	385,000 id.
		2,903,800

Occorrono dunque, indipendentemente dal combustibile necessario per isviluppare la forza meccanica richiesta dalle macchine, circa 3,000,000 *calories* per produrre 100 kil. di ferro in barre, col metodo inglese.

Se non si considerasse che il calore consumato, il lavoro col carbone e quello del coke darebbero sensibilmente gli stessi risultati per la produzione della ghisa. La differenza dei due metodi si manifesta intiera nell'affinazione che esige circa 1,000,000 *calories* nel lavoro col carbone di legna, e 1,500,000 nel sistema inglese. Questa differenza è un risultato quasi inevitabile della divisione delle operazioni col metodo inglese.

È inutile di far sentire che questo non si riferisce che a *calories*; poichè si vede del resto, che non è indifferente di produrli con un combustibile piuttosto che con un altro. Sinchè il coke sarà meno caro del carbone di legna, e questo potrà durare ancora per dei secoli, il metodo inglese meriterà la preferenza.

Il complesso dei risultati precedenti si trova d'accordo con quelli che abbiamo dedotto dalle Ricerche sui ferri, come si vede nei prospetti seguenti.

È facile di assicurarsi in questo prospetto, che per la produzione della ghisa, la quantità di coke diminuisce quando la ricchezza del minerale aumenta, come si è di già osservato qui sopra.

Consumo per 100 kil. di ghisa.

	Creusot.	Terrenoire.	St. Etienne.	Janon.
Minerale . . .	300 k.	222 k.	300 k.	300 k.
Castina . . .	0	77	100	100
Coke . . .	200	250	300	250
Carb. foss. per le macchine . . .		38	64	100
			37*	

Consumo per 100 kil. di ferro.

	Nièvre.	Charen- ton.	Creu- son.	Meuse (1).	Terre- noire.	Jamon.
Ghisa	138	140	143	135	140	40
Raffineria. Coke .	0	"	33	0	63	"
Puddlage carb. fos.	125	"	"	"	110	"
Riscaldamento id.	70	"	"	"	80	"
Tre operazioni id.	"	240	"	170	"	240
Macchine id. . .	39	40	"	"	90	"
Totale id. . . .	"	"	320	"	"	"

Produzioni e consumi.

I signori Coste e Perdonnet valutano la quantità dei prodotti di ferro fabbricati in Inghilterra alla somma seguente, prodotto del lavoro di 374 alti forni.

Ghisa modellata di prima fusione 89,426,000 k.

Ghisa modellata di seconda fusione 170,912,000 k.

Ghisa affinata 339,662,000

Totale 600,000,000

La quantità totale della ghisa si eleverebbe dunque a 6 milioni di quintali metrici, di cui una parte convertita in ferro in barre produrrebbe.

Ferro in barre . . . 226,000,000 k.
o circa due milioni di quintali metrici.

I signori Héron di Villefosse valutava per la Francia nel 1826 il numero degli alti forni a 379 e il loro prodotto totale a

Ghisa greggia o modellata . . 161,440,200 kil.

Nel 1830 si estimò quella del ferro a 140,490,000 id.

Ma dopo il 1826 gli alti forni a coke si sono moltiplicati in Francia, e la produzione avrebbe aumentato, se diverse circostanze non avessero imbarazzato il lavoro; le officine d'Alais e dell'Aveyron promettono esse sole un prodotto di 15,000,000 kil., circa il decimo di quello delle altre officine riunite.

Noi non tenteremo di completare queste cifre, presentando, come abbiamo fatto altrove il prospetto generale della produzione degli stati europei. I dati che si possiedono sono già antichi, e l'attività che la pace ha impresso all'industria del ferro, si è fatta sentire in tutte le parti d'Europa.

Noi presentiamo qui soltanto alcuni documenti relativi all'importazione di diversi prodotti del ferro in Francia.

(1) Non si fabbrica sùo metallo in questa officina.

TRATTAMENTO DEI MIN. DI FERRO. 583

Il prospetto seguente indica l'importazione della ghisa e quella del ferro. Il primo di questi prodotti ci giunge per l'intero dall'Inghilterra e dal Belgio; il secondo ci è fornito per così dire, completamente dalla Svezia.

Ghisa greggia non modellata.		Ferro in barre.
1818 . .	3,338,709 k.	10,054,642 k.
1819 . .	2,850,544	10,714,513
1820 . .	5,449,575	8,891,104
1821 . .	7,671,188	12,843,724
1822 . .	8,308,836	5,069,171
1823 . .	7,873,430	4,521,656
1824 . .	7,380,439	5,813,447
1825 . .	7,426,522	6,070,747
1826 . .	11,353,879	9,584,506
1827 . .	7,862,087	7,312,175
1828 . .	8,760,140	6,561,249
1829 . .	7,799,603	5,542,053
1830 . .	9,328,218	6,346,015
1831 . .	4,748,099	4,646,145.

Nel prospetto seguente si sono riunite le importazioni di lamiera e di bande stagnate; vi si osserva una diminuzione rapida nelle cifre, ciò che dimostra l'attività che ha preso la nostra industria in questo genere di fabbricazione.

	Lamiera,	Bande-stagnate.
1818	24,074 k.	702,919 k.
1819	33,090	361,701
1820	26,664	419,232
1821	19,785	323,036
1822	9,633	239,795
1823	6,073	150,407
1824	13,513	310,749
1825	10,473	132,472
1826	13,697	357,538
1827	12,452	189,307
1828	4,838	141,251
1829	16,230	101,652
1830	6,628	64,765
1831	4,133	36,607

Finalmente abbiamo riunito in un ultimo prospetto tutto ciò che concerne gli acciai.

	Acciaio di fucina e di cementazione in barre.	Acciaio fuso.
1818	502,644 k.	178,108 k.
1819	545,890	136,886
1820	591,108	75,485
1821	557,231	112,048
1822	530,841	85,539
1823	603,638	74,225
1824	708,111	86,458
1825	551,080	99,789
1826	616,055	99,645
1827	652,164	136,449
1828	708,391	85,794
1829	615,640	81,427
1830	692,556	92,742
1831	530,147	38,800

Quasi tutto l'acciaio di fucina ci è fornito dalle officine prussiane; l'acciaio fuso procede per intero dalle fabbriche inglesi.

FINE DEL QUARTO VOLUME.

INDICE DELLE MATERIE

CONTENUTE NEL VOLUME QUARTO.

CAPITOLO I.

<i>Nozioni di metallurgia.</i> Pag.	6
Preparazione meccanica di minerale	9
Dei minerali di stagno di Albercherg	25
De' minerali di piombo in Inghilterra	29
De' forni in generale	37
Forno a corrente d'aria naturale	39
Delle macchine soffianti.	43
Dei regolatori	47
Forni a vento forzato	48

CAPITOLO II.

<i>Riduzione delle miniere di zinco</i>	54
Torrefazione dei minerali di zinco	57
Riduzione dell'ossido di zinco	64
Laminazione dello zinco	75
Confronto dei diversi processi	74
Quantità di zinco prodotta	75

CAPITOLO III.

<i>Trattamento delle miniere di stagno</i>	76
Preparazione e torrefazione del minerale di stagno	78
Fusione del minerale di stagno	82
Fusione del minerale nel forno a manica in Inghilterra	83
Fusione del minerale nel forno a manica in Sassonia	85
Torrefazione.	98
Raffinazione	99
Riduzione	100
Rifusione delle scorie	89
Fusione dei minerali al forno a riverbero	91
Raffinazione dello stagno grigio	93

CAPITOLO IV.

<i>Trattamento dell'arsenico.</i>	97
---	----

CAPITOLO V.

<i>Trattamento dei minerali di cobalto</i>	Pag. 102
Preparazione della zaffra	108
Preparazione dello smalto	110
Preparazione dell'azzurro	116

CAPITOLO VI.

<i>Trattamento dei minerali di bismuto</i>	123
--	-----

CAPITOLO VII.

<i>Trattamento dei minerali d'antimonio</i>	126
Antimonio crudo, zolfaro d'antimonio	127
Torrefazione del zolfuro d'antimonio	134
Riduzione del metallo	135

CAPITOLO VIII.

<i>Trattamento dei minerali di rame</i>	141
Trattamento del rame piritoso	145
Torrefazione in mucchi	147
Torrefazione incassata	151
Torrefazione nel forno a riverbero	152
Fusione del rame piritoso per mattes e rame nero.	158
Fusione per mattes, e rame nero al forno a manica	158
Fusione al forno a riverbero per mattes e rame nero	161
Trattamento degli ossidi e dei carbonati di rame	168
Arrostitura del rame nero	174
Raffinazione del rame nero	176
Raffinazione del rame per rosetta	181
Laminazione del rame	188
Confronto dei processi	189

CAPITOLO IX.

<i>Trattamento dei minerali di piombo</i>	196
Trattamento senz'aggiunta al forno a riverbero	202
Trattamento di Pazay al forno a riverbero	203

Trattamento inglese al forno di riverbero . . . Pag. 211

Trattamento della galena al forno scozzese . . . " 219

Trattamento della galena al forno a manica . . . " 227

Trattamento misto della galena . . . " 233

Osservazioni generali . . . " 238

CAPITOLO X.

Trattamento dei minerali di mercurio . . . " 240

Estrazione del mercurio colla calce . . . " 242

Estrazione del mercurio colla torrefazione . . . " 244

Trattamento del mercurio ad Almaden . . . " 245

Trattamento del mercurio ad Idria . . . " 249

CAPITOLO XI.

Trattamento dei minerali d'argento . . . " 255

Amalgamazione di Freyberg . . . " 258

Scelta e miscuglio dei minerali . . . " 259

Torrefazione . . . " 261

Cribatura del minerale torrefatto . . . " 263

Macinatura del minerale torrefatto . . . " 264

Amalgamazione . . . " ivi

Distillazione dell'amalgama . . . " 268

Fusione del metallo d'amalgamazione . . . " 270

Levatura dei residui . . . " 271

Amalgamazione americana . . . " 272

Trattamento dei minerali d'argento colla fusione . . . " 286

Fondita cruda . . . " 289

Torrefazione delle *mattes* pirritose . . . " 293

Fondita di piombo . . . " 294

Fondita per rame nero . . . " 296

CAPITOLO XII.

Trattamento del piombo argentifero . . . " 301

Coppellazione ordinaria . . . " 304

Coppellazione inglese . . . " 307

Coppella di marna . . . " "

Trattamento del rame argentifero. Liguazione . . . " 316

CAPITOLO XIII.

Trattamento dei minerali di platino . . . " 334

CAPITOLO XIV.

Trattamento dei minerali d'oro . . . Pag. 342

CAPITOLO XV.

Affinazione dei metalli preziosi . . . " 358

CAPITOLO XVI.

Produzione e movimento dei metalli preziosi . . . " 369

CAPITOLO XVII.

Fabbricazione dell'ottone . . . " 379

CAPITOLO XVIII.

Fabbricazione ed uso del bronzo . . . " 391

Fondita de' cannoni . . . " 395

Campane . . . " 419

Fondita in sabbia, medaglie e monete . . . " 426

CAPITOLO XIX.

Fabbricazione del bronzo dorato . . . " 431

CAPITOLO XX.

Fabbricazione del minio e dei pallini da caccia . . . " 441

Piombo da caccia . . . " 451

Formazione del bagno di fusione . . . " 451

Granulazione del piombo . . . " 454

Assortimento . . . " 455

Scelta . . . " 456

Rodage e lustratura . . . " ivi

CAPITOLO XXI.

Leghe monetarie . . . " 457

Prospetto delle monete d'oro e d'argento . . . " 460

CAPITOLO XXII.

Trattamento dei minerali di ferro . . . " 471

Trattati generali, sul ferro . . . " ivi

Dei minerali di ferro . . . " 483

Torrefazione dei minerali . . . " 485

Trattamento diretto dei minerali di ferro . . . " 488

Metodo tedesco . . . " ivi

Metodo catalano . . . " 489

Fabbricazione della ghisa . . . " 494

Fusione col carbone di legna . . . " 496

Ghisa modellata . . . " 533

Raffinazione della ghisa col carbone di legna . . . " 535

Puddlage . . . " 544

Acciai . . . " 557

Stagnatura della ghisa . . . " 571





Fig. 4.

Sezione sulla linea G.H.



Fig. 5.

Recipiente di riduzione



Fig. 6.

Conduttore

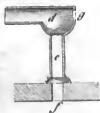


Fig. 7.



Fig. 8.



Fig. 9.



Fig. 12.



Fig. 10.



Fig. 11.



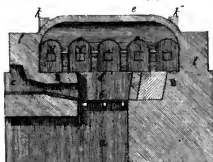
e 6

1. Metro





7
Sezione sulla linea C'D' fig 6



8



9



11.



10.



19.



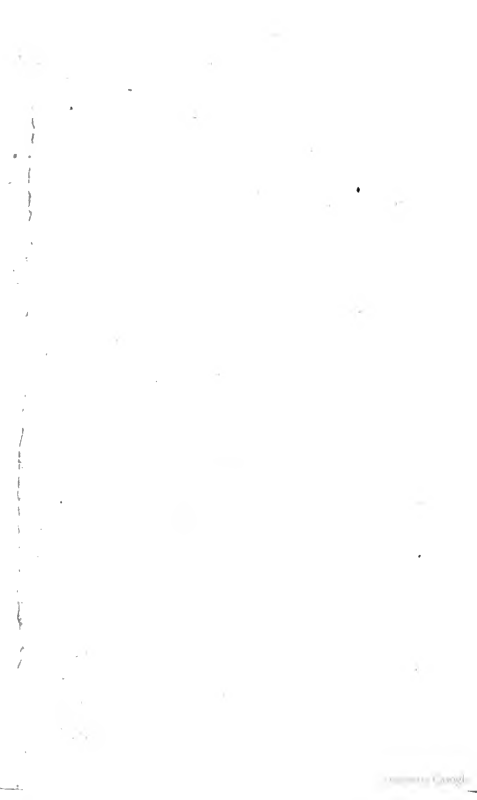
20

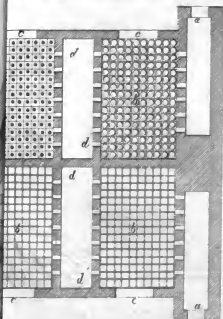
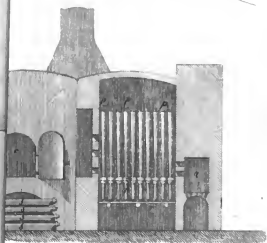


Per le fig. 8 ed 20

3 4 3 0 12. Piedi







5. Metri





Fig. 3.

Sezione secondo a. b. fig. 2.

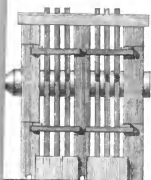


Fig. 4.

Sezione secondo c. d. fig. 2.

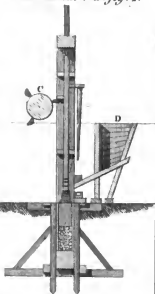


Fig. 2.

Piano di un Bocard

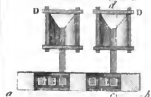
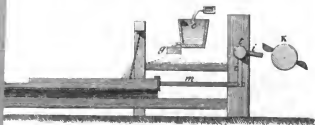


Fig. 5.

Sezione secondo a. b. fig. 1.



Scala della fig. 2. a g.

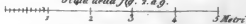




fig. 5

torrefazione

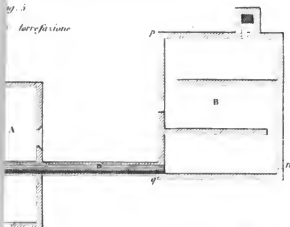


Fig. 6

Sezione secondo m. n. fig. 5

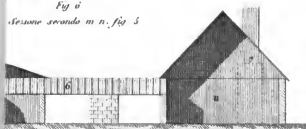


Fig. 8.

Elevazione secondo p. q. fig. 5



Scala delle fig. 5. 6 e 8.

0 8 10 20 Metri





200

Fig. 10

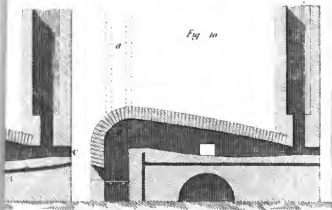
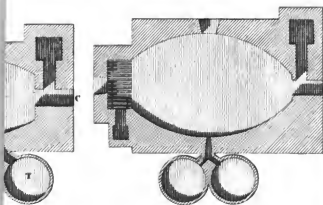


Fig. 11.



Scale per le fig. 8. a 11.



1000

so di raffinazione per l'acido arsenioso

Fig. 5.

sulla linea C. D.

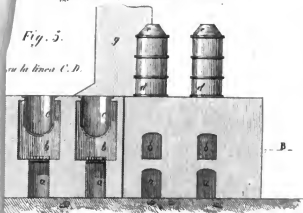


Fig. 6.

Pianta al livello di A. B.

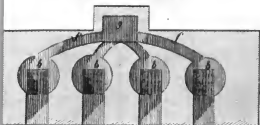


Fig. 7.

Spaccato sulla E. F.

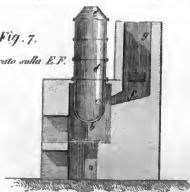




Fig. 3.

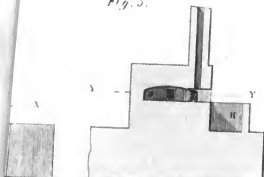
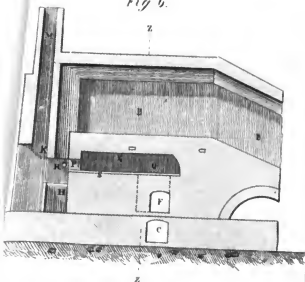


Fig. 6.



24 30 Piedi



Fig. 7.

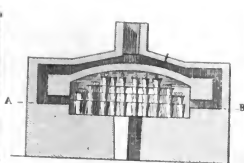


Fig. 6.

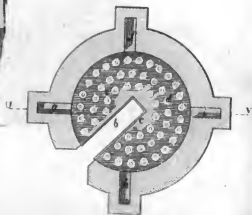
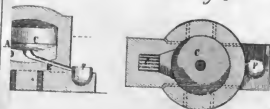


Fig. 5.



Metri





per crestaione

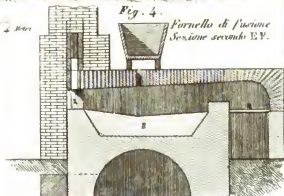
da linea C D. fig. 3

Fig. 1.

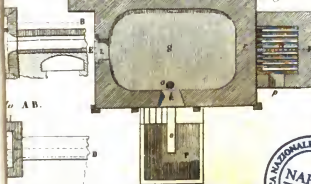


Fig. 4.

Fornello di fusione
Sezione secondo E F.

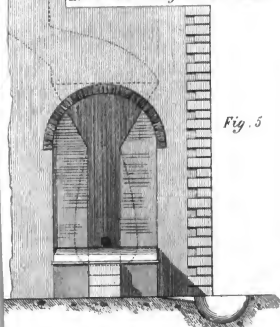


Piano all'altezza delle porte
Fig. 5



Elevazione di un forno a manica

Fig. 5



Spaccato orizzontale all'altezza del bucolare

Fig. 6

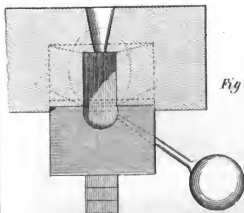


Fig. 2.
Taglio secondo R S

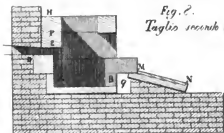


Fig. 9. Piano del forno

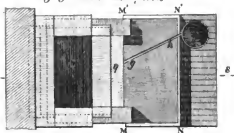


Fig. 10.

Taglio secondo A B

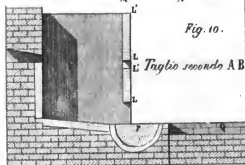
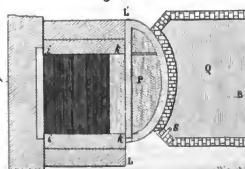


Fig. 11. Piano



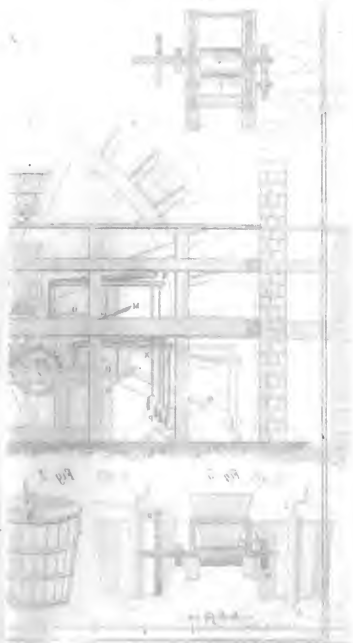


FIG. 1. FLOOR PLAN OF BUILDING

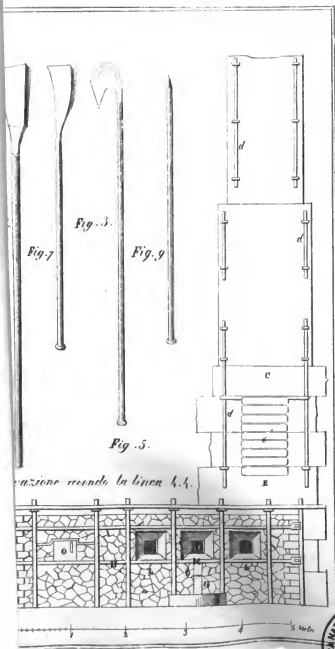


Fig. 1.



Fig. 9

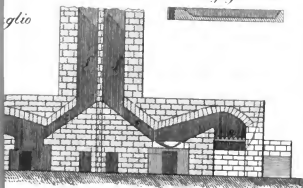
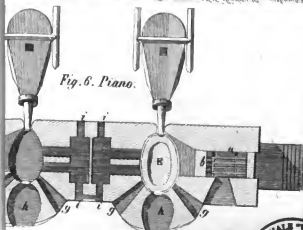


Fig. 6. Piano.



Handwritten text, possibly a signature or date, located in the upper center of the page.

Handwritten text, possibly a signature or date, located in the lower center of the page.

Fig. 5.

...io secondo la linea V.X.

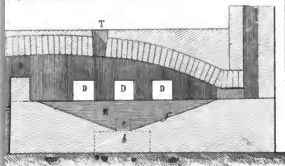


Fig. 6. Piano

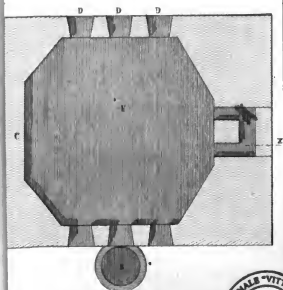
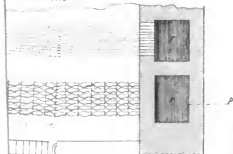




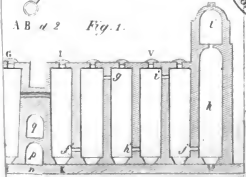
Fig.
le secondo / fig. 5



Fig.
ano al fig. 4



AB a 2 Fig. 1.





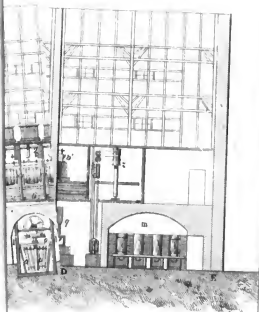


Fig. 4.

Fig. 10.

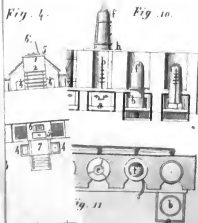


Fig. 11

ryberg)



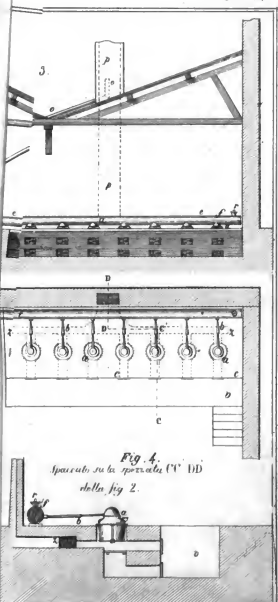


Fig. 2 e 3.

12. Mod.



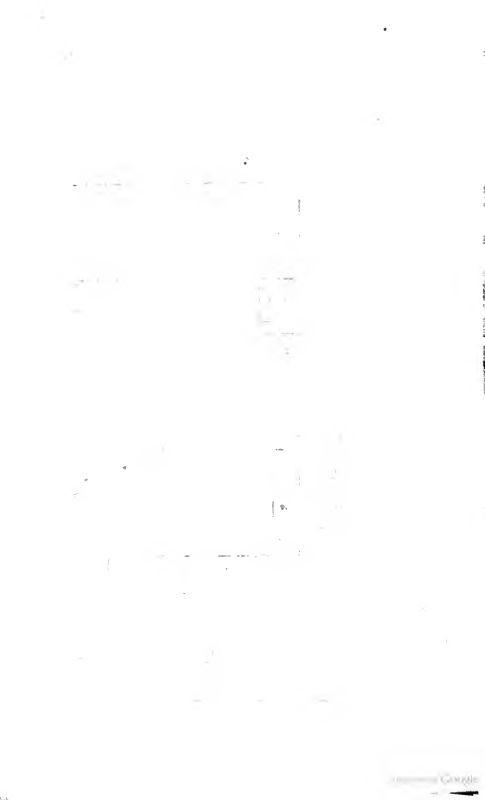


Fig. 2.

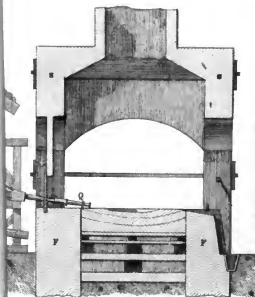
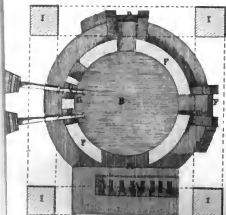


Fig. 4.



3 4 5 6 Mm







